



**ITS**  
Institut  
Teknologi  
Sepuluh Nopember

TUGAS AKHIR - TL 141584

# ***DIRECT SMELTING BIJIH MALASIT DENGAN VARIASI WAKTU HOLDING MENGUNAKAN METODE ELECTRIC ARC FURNACE***

Abrar Ridhollah

NRP 02511440000066

Dosen Pembimbing

Sungging Pintowantoro, Ph.D.

Fakhreza Abdul, S.T., M.T.

Departemen Teknik Material & Metalurgi

Fakultas Teknologi Industri

Institut Teknologi Sepuluh Nopember

Surabaya

2017



TUGAS AKHIR - TL141584

***DIRECT SMELTING BIJIH MALASIT  
DENGAN VARIASI WAKTU *HOLDING*  
MENGUNAKAN METODE *ELECTRIC ARC*  
*FURNACE****

Abrar Ridhollah  
NRP 02511440000066

Dosen Pembimbing :  
Sungging Pintowantoro, Ph.D  
Fakhreza Abdul, S.T., M.T

DEPARTEMEN TEKNIK MATERIAL DAN METALURGI  
Fakultas Teknologi Industri  
Institut Teknologi Sepuluh Nopember  
Surabaya  
2017

*(Halaman ini sengaja dikosongkan)*



**FINAL PROJECT - TL141584**

# **DIRECT SMELTING OF MALACHITE ORE WITH HOLDING TIME VARIATION BY ELECTRIC ARC FURNACE METHOD**

Abrar Ridhollah  
NRP 02511440000066

Advisor :  
Sungging Pintowantoro, Ph.D.  
Fakhreza Abdul, S.T., M.T.

DEPARTMENT OF MATERIAL & METALLURGICAL ENGINEERING  
Faculty Of Industrial Technology  
Institut Teknologi Sepuluh Nopember  
Surabaya  
2017

*(Halaman ini sengaja dikosongkan)*

**DIRECT SMELTING BIJIH MALASIT DENGAN VARIASI  
WAKTU HOLDING MENGGUNAKAN METODE  
ELECTRIC ARC FURNACE**

**TUGAS AKHIR**

**Diajukan Untuk Memenuhi Salah Satu Syarat  
Memperoleh Gelar Sarjana Teknik  
Pada  
Bidang Studi Metalurgi Ekstraksi  
Program Studi S-1 Departemen Teknik Material  
Fakultas Teknologi Industri  
Institut Teknologi Sepuluh Nopember**

Oleh :

**ABRAR RIDHOLLAH**  
NRP 02511440000066

Disetujui oleh Tim Penguji Tugas Akhir :  
Sungging Pintowantoro, Ph.D .....(Pembimbing I)  
Fakhreza Abdul S.T., M.T.....(Pembimbing II)



# ***DIRECT SMELTING BIJIH MALASIT DENGAN VARIASI WAKTU HOLDING MENGGUNAKAN METODE ELECTRIC ARC FURNACE***

**Nama Mahasiswa** : Abrar Ridhollah  
**NRP** : 02511440000066  
**Jurusan** : Departemen Teknik Material  
**Dosen Pembimbing** : Sungging Pintowantoro, PhD.  
**Co. Pembimbing** : Fakhreza Abdul, S.T., M.T.

## **ABSTRAK**

*Logam tembaga merupakan salah satu logam yang pertama kali diolah dan dimanfaatkan sejak zaman Neolitik. Malasit, azurit, dan krisokola termasuk mineral yang mengandung logam tembaga dalam bentuk senyawa hidroksi-karbonat. Dengan teknologi direct smelting menggunakan electric arc furnace, bijih malachite yang berkadar tinggi hingga menengah dapat dilebur dan direduksi secara langsung sehingga didapati logam tembaga yang terpisah dari pengotornya. Penelitian ini dilakukan dengan direct smelting bijih malasit dengan kadar 15,66% Cu. Berdasarkan hasil pengujian dan analisa data dari penelitian yang telah dilakukan maka diperoleh kesimpulan, yaitu kadar dan recovery Cu tertinggi (87,09% Cu dengan recovery 94,95%) pada waktu holding selama 7 menit, sedangkan untuk kadar dan recovery Cu terendah (29,97% Cu dan 2,3%) pada waktu holding selama 2 menit.. Fasa dari analisa XRD p logam produk pada proses direct smelting dengan variasi waktu holding adalah logam Cu dan Fe. Didapati Cu terlarut di dalam slag dengan kadar tertinggi (3,99%) pada waktu holding 2 menit, serta kadar terendah (0,41%) pada waktu holding 5 menit. Fasa-fasa senyawa yang diidentifikasi melalui analisa XRD pada slag adalah pyroxene, fayalite, silicon carbide, chalcocite, dan magnetite.*

***Kata kunci : tembaga, direct smelting, malachite, electric arc furnace.***

*(Halaman ini sengaja dikosongkan)*



# **DIRECT SMELTING OF MALACHITE ORE WITH HOLDING TIME VARIATION BY ELECTRIC ARC FURNACE METHOD**

**Name** : Abrar Ridhollah  
**NRP** : 02511440000066  
**Department** : Material Engineering  
**Advisor 1** : Sungging Pintowantoro, Ph.D  
**Advisor 2** : Fakhreza Abdul, S.T., M.T

## **ABSTRAK**

*Copper is one of the first metal which had been used since the Neolithic Age. Malachite, azurite, and chrysocolla is included in the mineral category which contain copper as a hydroxi-carbonate compounds. With the direct smelting technology using electric arc furnace method, high-to-middle grade of malachite ore can be smelted and performed a reduction reactions directly which produce copper with few impurities. This research is conducted by direct smelting of malachite ore with 15,66% Cu. According to the test results and data analysis regarding the obtained research, the highest Cu grade and recovery (87,09% Cu and 94,95% recovery) is on 7 minutes of holding time, while the lowest Cu grade and recovery (29,97% Cu and 2,3% recovery) is on 2 minutes of holding time. The phase of the metal product according to XRD analysis with the holding time variations are Cu and Fe. There is an occurance of dissolved Cu in the slag with the highest percentage (3,99%) on 2 minutes of holding time, and the lowest one (0,41%) on 5 minutes of holding time. The identified phases which occur in slag is pyroxene, fayalite, silicon carbide, chalcocite, and magnetite.*

**Keywords** : tembaga, direct smelting, malachite, electric arc furnace.

*(Halaman ini sengaja dikosongkan)*

## KATA PENGANTAR

Puji syukur kehadiran Allah SWT, karena berkat rahmat dan hidayah-Nya, tidak lupa shalawat serta salam penulis panjatkan kepada Nabi Muhammad SAW sehingga penulis diberi kesempatan untuk menyelesaikan Tugas Akhir. Tugas Akhir ditujukan untuk memenuhi mata kuliah wajib yang harus diambil oleh mahasiswa Departemen Teknik Material Fakultas Teknologi Industri Institut Teknologi Sepuluh Nopember (ITS), penulis telah menyelesaikan Laporan Tugas Akhir yang berjudul “***Direct Smelting Bijih Malasit dengan Variasi Waktu Tap-to-Tap Menggunakan Metode Electric Arc Furnace***”. Penulis ingin berterima kasih juga kepada :

1. Allah SWT atas karunia, rahmat, dan hidayah-Nya sehingga penulis dapat menyelesaikan tugas akhir dengan lancar.
2. Kedua Orang Tua, yang telah mendukung secara moril maupun materil serta doa yang selalu dipanjatkan demi kesehatan, keselamatan dan kelancaran anaknya dalam menempuh studi.
3. Bapak Sungging Pintowantoro, Ph.D. selaku dosen pembimbing tugas akhir yang telah memberikan bekal yang sangat bermanfaat.
4. Bapak Fakhreza Abdul, S.T., M.T. selaku dosen Pembimbing 2 yang telah memberikan banyak ilmu.
5. Bapak Dr. Agung Purniawan, S.T, M.Eng., selaku Ketua Departemen Teknik Material FTI-ITS.
6. Ibu Widyastuti selaku dosen wali yang sangat mengayomi.
7. Seluruh dosen dan karyawan Departemen Teknik Material FTI-ITS.

8. Saudara-saudari penulis Fathoyya Vya Azzahra, Rivky Aditya Juarsa, Raka Septa Kurnia, & M. Novaldan Lazuardi sebagai sumber motivasi dalam berkarya.
9. Mikhail Vasilyev, Terkel Rosenqvist, dan Hiromu Arakawa melalui karya-karyanya yang memberikan esensi fundamental serta membantu membangun pandangan hidup penulis terhadap ilmu metalurgi.
10. Spade, Yolekrikanai, Delapan A serta kampung halaman di Bangka Belitung sebagai pengingat dan sumber semangat di perantauan.
11. Teman-teman Lab. Pengolahan Mineral & Material yang telah membantu tugas akhir saya selama 1 semester khususnya kepada Prita, Tommi, Luki, Nisya, Treshna, Isrouf, Habiyoso, Ilham dan Hendy yang sudah banyak memberi saran serta ilmu yang bermanfaat.
12. Keluarga MT 16 yang banyak memberikan saya pengalaman berharga selama di Departemen Teknik Material.
13. Dan seluruh pihak yang telah memberikan partisipasi dalam tugas akhir ini.

Penulis menyadari bahwa dalam pembuatan laporan ini masih terdapat kekurangan. Oleh karena itu, penulis mengharapkan kritik yang membangun dari pembaca demi perbaikan dan kemajuan bersama.

Surabaya, 27 Desember 2017

Penulis,  
Abrar Ridhollah

## DAFTAR ISI

<b>HALAMAN JUDUL .....</b>	<b>i</b>
<b>LEMBAR PENGESAHAN .....</b>	<b>v</b>
<b>ABSTRAK.....</b>	<b>vii</b>
<b>KATA PENGANTAR .....</b>	<b>x</b>
<b>DAFTAR ISI .....</b>	<b>xii</b>
<b>DAFTAR GAMBAR .....</b>	<b>xiv</b>
<b>DAFTAR TABEL .....</b>	<b>xvi</b>

### BAB I PENDAHULUAN

1.1	Latar Belakang .....	1
1.2	Rumusan Masalah .....	4
1.3	Batasan Masalah .....	4
1.4	Tujuan Penelitian .....	5
1.5	Manfaat Penelitian .....	5

### BAB II TINJAUAN PUSTAKA

2.1	Tembaga .....	7
2.2	Proses Pengolahan Bijih Malasit.....	8
2.3	Batu Bara.....	13
2.4	Proses <i>Smelting</i> dengan <i>Electric Arc Furnace</i> .....	15
2.5	Aglomerasi dan Reduksi Bijih Malasit .....	16
2.6	Termodinamika Reduksi Malasit .....	18
2.7	Kajian Penelitian Sebelumnya .....	22

### BAB III METODE PENELITIAN

3.1	Diagram Alir Penelitian .....	23
3.2	Bahan Penelitian .....	25
3.3	Peralatan Penelitian .....	32
3.4	Pelaksanaan Penelitian .....	38
3.5	Pengujian Penelitian .....	41
3.6	Neraca Massa Briket Malasit .....	46

## **BAB IV ANALISA DATA DAN PEMBAHASAN**

4.1	Karakterisasi Bahan Penelitian .....	51
4.2	Pengaruh Waktu <i>Holding</i> terhadap Komposisi Produk dan Recovery Cu .....	56
4.3	Pengaruh Waktu <i>Holding</i> terhadap Fasa dalam Logam Hasil Direct Smelting.....	65
4.4	Pengaruh Waktu <i>Holding</i> terhadap Komposisi & Fasa dalam Slag hasil Direct Smelting.....	71
4.5	Analisa Fisibilitas Teknologi <i>Direct Smelting</i> dengan Electric Arc Furnace pada Proses Pengolahan Tembaga .....	73

## **BAB V KESIMPULAN DAN SARAN**

5.1	Kesimpulan .....	74
5.2	Saran .....	74

## **DAFTAR PUSTAKA ..... xxi**

## **LAMPIRAN**

## **BIODATA PENULIS**

## DAFTAR GAMBAR

<b>Gambar 2.1.</b>	Artefak Tembaga .....	8
<b>Gambar 2.2.</b>	Mineral Malasit.....	9
<b>Gambar 2.3.</b>	Batubara .....	10
<b>Gambar 2.4.</b>	Skema <i>Twin Torch Arc Furnace</i> .....	11
<b>Gambar 2.5.</b>	Klasifikasi <i>Electric Arc Furnace</i> .....	13
<b>Gambar 2.6.</b>	<i>Green-ball growth</i> pada proses aglomerasi ....	16
<b>Gambar 2.7 .</b>	Diagram Ellingham untuk oksida logam .....	18
<b>Gambar 3.1.</b>	Diagram Alir Penelitian .....	23
<b>Gambar 3.2.</b>	Bijih Malasit .....	27
<b>Gambar 3.3.</b>	Batu Bara .....	30
<b>Gambar 3.4.</b>	Serbuk Kanji .....	30
<b>Gambar 3.5.</b>	Air laboratorium .....	31
<b>Gambar 3.6</b>	Elektrode grafit .....	31
<b>Gambar 3.7.</b>	Alat Kompaksi.....	32
<b>Gambar 3.8.</b>	<i>Power Supply</i> .....	33
<b>Gambar 3.9.</b>	<i>Crucible</i> .....	34
<b>Gambar 3.10.</b>	Timbangan Digital .....	35
<b>Gambar 3.11.</b>	Ayakan.....	35
<b>Gambar 3.12.</b>	<i>Oven</i> .....	36
<b>Gambar 3.13.</b>	Skematik Proses <i>Direct Smelting</i> dengan <i>Electric Arc Furnace</i> .....	37
<b>Gambar 3.14.</b>	XRD <i>PAN Analytical</i> .....	37
<b>Gambar 3.15.</b>	SEM-EDX.....	38
<b>Gambar 4.1.</b>	Hasil Pengujian XRD bijih Malasit.....	52
<b>Gambar 4.2.</b>	Produk <i>Direct Smelting</i> Bijih Malasit.....	56
<b>Gambar 4.3.</b>	Pengaruh Waktu <i>Holding</i> terhadap Kadar Cu dan Fe pada Logam Produk.....	68
<b>Gambar 4.4.</b>	Pengaruh Waktu <i>Holding</i> terhadap <i>Recovery</i> Tembaga.....	72
<b>Gambar 4.5.</b>	Perubahan Kadar Cu dan S pada Logam Produk dengan Variasi Waktu <i>Holding</i> .....	76

<b>Gambar 4.6.</b>	Pengaruh Waktu <i>Holding</i> terhadap Fasa Logam Produk .....	69
<b>Gambar 4.7.</b>	Perubahan Kadar Cu dan S pada Slag dengan Variasi Waktu <i>Holding</i> .....	72
<b>Gambar 4.8.</b>	Pengaruh Waktu <i>Holding</i> terhadap Fasa <i>Slag</i> Hasil <i>Direct Smelting</i> .....	74
<b>Gambar 4.9.</b>	Diagram Fasa Si - C.....	77



## DAFTAR TABEL

<b>Tabel 2.1.</b>	Kategori Batu Bara dan Nilai kalori .....	9
<b>Tabel 2.2.</b>	Referensi riset <i>direct smelting</i> bijih Malasit/tembaga oksida yang telah dilakukan ..	28
<b>Tabel 3.1.</b>	Target Proses Reduksi Briket Malasit.....	34
<b>Tabel 3.2.</b>	Perbandingan Komposisi Briket .....	49
<b>Tabel 4.1.</b>	Hasil Pengujian EDX Bijih Malasit.....	51
<b>Tabel 4.2.</b>	Hasil Pengujian <i>Proximate Analysis</i> Batubara .	53
<b>Tabel 4.3.</b>	Pengaruh Waktu <i>Holding</i> terhadap Komposisi Logam Hasil Direct Smelting .....	54
<b>Tabel 4.4.</b>	Pengaruh Variasi Waktu <i>Holding</i> terhadap Recovery Tembaga .....	55
<b>Tabel 4.5.</b>	Pengaruh Variasi Waktu <i>Holding</i> terhadap Komposisi Slag Hasil Direct Smelting .....	57

*(Halaman ini sengaja dikosongkan)*

# **BAB I**

## **PENDAHULUAN**

### **1.1 Latar Belakang**

Indonesia merupakan salah satu negara yang memiliki sumber daya tambang yang beraneka ragam dan tersebar di berbagai wilayah. Berbagai potensi tambang tersebut meliputi berbagai jenis *base metal* seperti bijih besi, tembaga, aluminium, dan timah. Hasil pengolahan bahan-bahan tambang ini kemudian digunakan untuk membangun industri yang mampu menghasilkan produk dan kemudian dapat dikonsumsi atau diekspor ke negara-negara lain sehingga mampu memberikan sumbangsih pada devisa negara. Saat ini banyak sekali dilakukan eksplorasi dan pengolahan tambang melalui perusahaan negara atau melalui kerjasama dengan investor luar negeri. Salah satu barang tambang yang mendapat perhatian besar oleh negara serta menarik investor luar untuk menanamkan saham hingga mendirikan perusahaan representatif di Indonesia adalah tembaga. Logam tembaga merupakan salah satu logam yang pertama kali diolah dan dimanfaatkan sejak zaman Neolitik, ketika peradaban manusia baru saja berkembang dan manusia baru mengenal teknologi pembuatan perkakas dan alat kerja (Habashi, 1997). Di Indonesia sendiri, deposit tembaga yang ditambang untuk keperluan produksi berasal dari berbagai jenis mineral yang tersebar di berbagai daerah. Deposit utama yang memiliki cadangan terbesar berwujud mineral sulfida (kalkopirit, kalkosit, dan bornit) dan seringkali ditemukan di wilayah timur Indonesia, seperti yang terdapat di Papua dan Nusa Tenggara. Namun ada pula deposit lain yang dapat digunakan sebagai alternatif bahan baku mineral tembaga selain mineral sulfida, yaitu mineral oksida-karbonat. *Malachite*, *azurite*, dan *chrysocolla* termasuk mineral yang mengandung logam tembaga dan saat ini sudah diolah dalam skala menengah untuk memproduksi tembaga melalui metode hidrometalurgi.



Hingga kini aplikasi logam tembaga semakin meluas dan sangat banyak dijumpai di kehidupan sehari-hari, terutama pada komponen elektronika dan pembangkit listrik, serta pada logam paduan dan instrumen pengukuran. Kebutuhan pasar dunia akan produksi logam ini menuntut industri-industri hulu untuk mengekspansi kegiatan tambang serta pengolahan hasil tambang. Namun di era pasar bebas sekarang ini, perusahaan hanya bertindak dengan orientasi profit sehingga dengan kekuatan modal yang besar, komoditi tambang dapat dikuasai dan dimanfaatkan untuk kepentingan pemodal dan mengabaikan kebermanfaatannya bagi lingkungan dan masyarakat. Seharusnya apapun bentuk dari kebermanfaatan tersebut semata-mata wajib diutamakan untuk memberikan kesejahteraan bagi rakyat Indonesia sendiri, bukan hanya menjadi ladang keuntungan bagi pemodal-pemodal asing untuk berinvestasi besar-besaran tanpa memberikan timbal balik yang konkret.

Berangkat dari dasaran itu, pemerintah mulai menggerakkan program yang dilandasi oleh Peraturan Menteri ESDM nomer 07 tahun 2012 dan UU MINERBA no.4 Tahun 2009 tentang peningkatan nilai tambah mineral dan batubara melalui kegiatan pengolahan dan pemurnian. Sehingga dalam beberapa tahun belakangan, pembangunan pabrik pengolahan dan pemurnian bahan tambang mulai digalakkan, sehingga produksi logam-logam untuk kebutuhan konsumsi dalam negeri maupun ekspor secara perlahan menuju ke arah kemandirian. Tembaga, aluminium, timah, serta besi dan baja merupakan contoh dari komoditi logam yang sudah diproduksi sendiri oleh Badan Usaha Milik Negara.

Seperti yang sudah dijelaskan sebelumnya, saat ini proses ekstraksi tembaga dari bijih hidroksi-karbonat secara komersil dilakukan dengan metode hidrometalurgi, yang dilakukan dengan melarutkan bijih dalam *leachant* dan mengendapkannya secara selektif. Namun proses *leaching* ini merupakan proses yang memakan waktu dan cost produksi besar dikarenakan kebutuhan



akan zat-zat kimia sebagai reagen proses. Zat-zat kimia yang digunakan untuk proses *leaching* tersebut selain membahayakan banyak infrastruktur dan pegawai pabrik dikarenakan sifatnya yang korosif, juga dapat menghasilkan limbah yang apabila dibuang begitu saja akan membahayakan lingkungan sekitar. Sedangkan pengolahan limbah merupakan salah satu unit pabrik yang memakan *cost* besar untuk memproses zat buang sehingga aman bagi makhluk hidup dan lingkungan sekitar.

Salah satu teknologi pengolahan dan pemurnian yang sedang berkembang pesat di dunia industri pengolahan tambang adalah *electric arc furnace*. Konsep dari *electric arc furnace* secara umum adalah memanfaatkan energi listrik untuk menghasilkan panas yang cukup untuk melebur dan mereduksi *feed material* hingga menghasilkan logam cair yang kemudian dicetak dan diproses lebih lanjut. Panas ini dihasilkan oleh reaksi pembentukan busur listrik oleh elektrode khusus yang kemudian diarahkan ke *feed material* sehingga terjadi transfer energi secara langsung maupun tak langsung dan melebur pada temperatur 1600°C (Aoping, 2016). Saat ini *teknologi electric arc furnace* masih dimanfaatkan dalam proses peleburan pada daur ulang logam, unit pemurnian serta *alloying*. Namun dari beberapa riset yang telah dilakukan, adalah mungkin untuk memanfaatkan teknologi ini pada proses *primary metallurgy*, yang merupakan proses ekstraksi logam dari bijih melalui reduksi dan peleburan langsung (*direct smelting*).

Dengan teknologi *direct smelting* menggunakan *electric arc furnace*, bijih *malachite* yang berkadar tinggi hingga menengah dapat dilebur dan direduksi secara langsung sehingga didapati logam tembaga yang terpisah dari pengotornya. Reduksi langsung dari bijih *malachite* yang melibatkan dekomposisi senyawa hidroksi-karbonat, reduksi tembaga oksida menjadi tembaga, hingga pemisahan fisik antara logam cair dan *slag* yang terjadi dalam waktu cepat diharapkan menjadi kelebihan yang mengungguli metode hidrometalurgi agar dapat menjadi metode alternatif yang layak dikembangkan untuk kebutuhan industri.



## 1.2 Rumusan Masalah

Rumusan masalah pada penelitian ini adalah sebagai berikut :

1. Bagaimana pengaruh waktu *holding* terhadap komposisi logam produk dan *recovery* Cu pada proses *direct smelting* bijih *malachite* menggunakan *electric arc furnace* ?
2. Bagaimana pengaruh waktu *holding* terhadap fasa dalam logam produk pada proses *direct smelting* bijih *malachite* menggunakan *electric arc furnace* ?
3. Bagaimana pengaruh waktu *holding* terhadap komposisi dan senyawa yang terkandung dalam *slag* hasil *direct smelting* bijih *malachite* menggunakan *electric arc furnace* ?
4. Bagaimana fisibilitas teknologi *direct smelting* dengan menggunakan *electric arc furnace* pada pengolahan tembaga dari bijih malasit ?

## 1.3 Batasan Masalah

Batasan masalah pada penelitian ini adalah sebagai berikut :

1. Bijih tembaga yang digunakan adalah mineral *malachite* dari Kabupaten Sijunjung, Sumatera Barat.
2. Batu bara yang digunakan berupa jenis *sub-bituminous* dari Bintuang, Kalimantan Selatan.
3. Jenis dan komposisi bijih *Malachite*, batu bara, dan fluks yang digunakan diasumsikan sama dan homogen.
4. Tekanan kompaksi yang diberikan dianggap homogen.
5. Kanji digunakan sebagai pengikat dan pengaruh dari reaksi kanji diabaikan.
6. Energi panas yang digunakan pada proses reduksi berasal dari energi listrik yang diperoleh dari *power supply*. Energi panas pembakaran batu bara tidak dipertimbangkan.
7. Diasumsikan tidak ada *heat loss* dalam *electric arc furnace*.
8. Reaksi yang menyebabkan degradasi elektrode karbon pada pembentukan busur listrik diabaikan.



9. Pemanasan *feed material* oleh busur listrik dianggap homogen.

#### 1.4 Tujuan Penelitian

Tujuan pada penelitian ini adalah sebagai berikut :

1. Menganalisa pengaruh waktu *holding* terhadap komposisi logam produk dan *recovery* Cu pada proses *direct smelting* bijih *Malachite* menggunakan *electric arc furnace*.
2. Menganalisa pengaruh waktu *holding* terhadap fasa dalam logam produk pada proses *direct smelting* bijih *Malachite* menggunakan *electric arc furnace*.
3. Menganalisa pengaruh waktu *holding* terhadap komposisi dan fasa yang terkandung dalam *slag* hasil *direct smelting* bijih *malachite* menggunakan *electric arc furnace*.
4. Menganalisa fisibilitas teknologi *direct smelting* dengan menggunakan *electric arc furnace* pada pengolahan tembaga dari bijih malasit.

#### 1.5 Manfaat Penelitian

Penelitian ini memiliki manfaat yaitu mengenalkan metode baru dalam pengolahan bijih *Malachite* melalui proses *direct smelting* yang dapat dijadikan alternatif pengganti metode *leaching* konvensional dengan proses hidrometalurgi. Melalui riset berkelanjutan mengenai parameter proses dan optimalisasi diharapkan metode ini dapat disempurnakan dalam bentuk *scale-up* yang siap digunakan untuk pengolahan mineral tembaga berskala kecil dan menengah sehingga mampu memberikan kesempatan bagi tambang-tambang rakyat yang tersebar di seluruh Indonesia untuk melakukan peningkatan nilai tambah terhadap hasil tambang terkait.



*(Halaman ini sengaja dikosongkan)*



## **BAB II**

### **TINJAUAN PUSTAKA**

#### **II.1. Tembaga**

Tembaga merupakan logam merah yang bersama emas merupakan unsur logam dengan warna yang berbeda dari warna logam pada umumnya, dan telah dikenal sejak hari-hari awal umat manusia. Sekarang tembaga merupakan salah satu logam *nonferrous* yang paling sering dimanfaatkan. Kegunaan tembaga murni adalah berdasarkan sifat fisik dan kimia, terutama konduktivitas listrik dan termalnya (hanya dilampaui oleh perak), dengan keuletan dan kemampuan kerja yang sangat baik dilihat dari ketahanan korosinya (perilaku kimiawi menjadikannya logam setengah mulia). Tembaga memiliki nomor atom 29, dan nomor massa sebesar 63,549. Tembaga memiliki densitas sebesar 8.96 g/cm<sup>3</sup>, dan melebur pada temperatur 1083° C. Logam ini merupakan unsur yang menempati posisi ke 29 dari daftar keberadaan unsur di kerak bumi, dan dapat ditemukan hingga kedalaman 16 km dari permukaan bumi. (Habashi, 1997)



**Gambar 2.1** Artefak Tembaga (*makenlive.com*)



Tembaga adalah unsur khas *chalcophilic*; Oleh karena itu mineral utamanya adalah sulfida, kebanyakan kalkopirit, bornit, dan *chalcocite*, sering disertai pirit, galena, atau *sphalerit*. Mineral sekunder terbentuk di badan bijih sulfida di dekat permukaan bumi dalam dua tahap. Di zona oksidasi, air yang mengandung oksigen membentuk oksida tembaga, subkarbonat, subsulfat, dan silikat (mineral Malasit, *azurite*, dan *chrysocolla*). Di zona sementasi yang lebih dalam, larutan tembaga dari garam ini diubah menjadi sulfida tembaga sekunder (mineral *chalcocite* dan *covellite*) dan bahkan dalam bentuk *native* yang memiliki kemurnian tinggi. (Habashi, 1997)

Malasit merupakan salah satu mineral tembaga tertua yang pernah dimanfaatkan manusia untuk memenuhi kebutuhan logam tembaga di peradaban masa lalu. Sejak zaman Perunggu hingga peradaban besar Mesir Kuno, mineral ini telah diproses dengan teknologi sederhana melalui metode *pyrometallurgy*. Dari nama yang berasal dari kata *mallows* (Yunani : hijau), bijih Malasit memang memiliki bentuk fisik yang bervariasi dari wujud kristal hingga aglomerat mineral dengan warna dominan hijau terang hingga hijau kebiru-biruan. Dalam batuan bijih ini sering ditemukan berasosiasi dengan mineral *azurite*, *cuprite*, *native copper*, oksida besi, dan sulfida besi-tembaga lainnya, dan biasanya ditemukan sebagai urat batuan tembaga yang teroksidasi di dalam batu kapur. Mineral ini dapat dengan mudah larut dengan asam, sehingga sering menjadi pembeda dasar ketika mengidentifikasinya bersama dengan mineral tembaga lain. Selain menggunakan asam, identifikasi bijih ini juga dapat dilakukan dengan membakar bijih di sumber panas reduktif menghasilkan nyala hijau terang. Dari segi kristalografi, susunan kristalnya berupa monoklinik prismaatik dan terkadang bisa membentuk struktur *pseudomorphous* dengan mineral *azurite*. (Dana, 1959)



**Gambar 2.2** Mineral Malasit ([ae01.alicdn.com](http://ae01.alicdn.com))

## **II.2. Proses Pengolahan Bijih Malasit**

Bijih tembaga oksida dan karbonat mewakili 10% dari total cadangan tembaga dunia. Saat ini, pengolahan tembaga dari bijih oksida dan karbonat hampir secara eksklusif dicapai melalui pengolahan hidrometalurgi (*heap and dump leaching* dengan asam sulfat). Tetapi di sisi lain, metode *pyrometallurgy* saat ini juga telah diterapkan pada pengolahan bijih tembaga oksida-karbonat kadar tinggi, seperti penggunaan *water-jacketed blast furnace* pada proses reduksi bijih oksida-karbonat kadar tinggi dengan batubara pada *processing plant* di daerah Katanga dan Arizona. (Samouhos *et al*, 2011). Hingga saat ini riset mengenai proses pengolahan bijih oksida-karbonat melalui *pyrometallurgy* masih belum dikembangkan secara maksimal, sehingga referensi yang digunakan sebagai dasaran teori didekati melalui proses *direct smelting* tembaga oksida hasil kalsinasi atau *dead-roasting* untuk menghasilkan logam tembaga. Konsentrat tembaga berupa mineral sulfida dikalsinasi/*dead-roasting* untuk menghilangkan sulfur dan mengubahnya menjadi tembaga oksida, yang kemudian direduksi dengan penambahan karbon disertai flux berupa silika



( $\text{SiO}_2$ ). Proses *smelting* tembaga oksida hasil *dead-roasting* dapat dilakukan pada banyak reaktor, seperti *blast furnace* atau *shallow bed reactor*. Temperatur operasi dari kedua reaktor ini sudah cukup tinggi untuk mereduksi dan melebur *feed material* secara langsung hingga menghasilkan tembaga cair dan *slag*. Tembaga yang dihasilkan dapat memiliki kadar hingga mencapai 98,1%, dan *slag*nya masih diproses lebih lanjut untuk meningkatkan *recovery* proses. (Rajcevic, 1977)

### II.3. Batu Bara

Batubara adalah bahan bakar hidrokarbon padat yang terbentuk dari tumbuhan dalam lingkungan bebas oksigen yang dipengaruhi oleh panas dan tekanan yang berlangsung lama di alam dengan komposisi yang kompleks. Analisis unsur memberikan rumus formula empiris seperti  $\text{C}_{137}\text{H}_{97}\text{O}_9\text{NS}$  untuk bituminus dan  $\text{C}_{240}\text{H}_{90}\text{O}_4\text{NS}$  untuk antrasit. Konsumsi partikel batubara dalam produksi DRI tergantung pada stoikiometri reaksi, kadar *fixed carbon*, dan hilangnya *fixed carbon*. Diperkirakan biaya batubara mencapai 75% dari biaya pembuatan DRI dalam *rotary kiln*. Kualitas batubara sangat berpengaruh dalam seluruh biaya produksi *sponge iron*. Untuk itu pemilihan batubara sebagai bahan bakar harus teliti. pemilihan batubara sebagai bahan bakar untuk pemanasan dan reduktor, terdapat beberapa karakteristik yang harus dipenuhi, diantaranya (Ashid, 2014):

- (i) *Proxymate analysis*
- (ii) *Ash fusion temperature*
- (iii) Kadar sulfur
- (iv) *Caking and Swelling index*
- (v) Nilai Kalor



**Gambar 2.3** Batu Bara (*id.wikipedia.org*)

Secara umum batubara dapat dikategorikan berdasarkan nilai kalori, kandungan air, dan kandungan karbon seperti pada tabel berikut.

**Tabel 2.1** Kategori Batu Bara dan Nilai kalori (Pelletier, 1984)

No	Kategori	H <sub>2</sub> O (%)	C (%)	Nilai Kalori (kcal/kg)
1	<i>Lignite</i>	43,4	37,8	4,113
2	<i>Sub-bituminous</i>	23,4	42,4	5,403
3	<i>Low Volatile Sub-bituminous</i>	11,6	47	7,159
4	<i>Medium Volatile Sub-bituminous</i>	5	54,2	7,715
5	<i>High Volatile Sub-bituminous</i>	3,2	64,6	8,427
6	<i>Sub-antrachite</i>	6	83,8	8,271
7	<i>Anthracite</i>	3,2	95,6	8,027

Komponen pembentuk batu bara berdasarkan analisis proksimat terdiri dari : (Moisture = M), abu (Ash = A), materi mudah menguap (Volatile Matter = VM), karbon tertambat (Fixed Carbon = FC). Komponen volatile adalah kandungan yang mudah



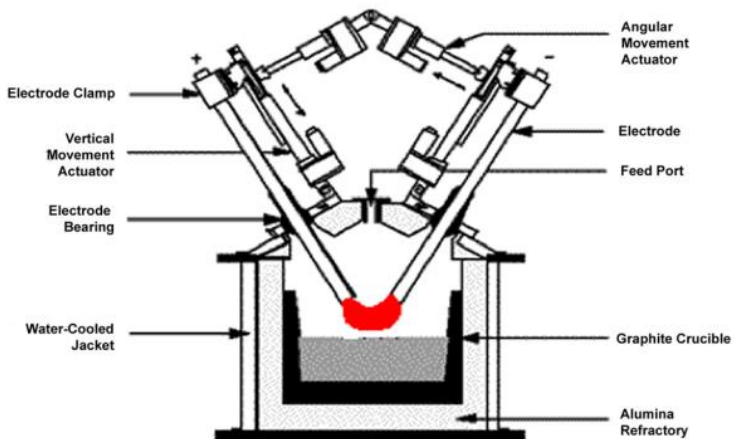
menguap kecuali moisture. Penguapan terjadi pada temperatur tinggi tanpa adanya udara (pirolisis), umumnya adalah senyawa-senyawa organik, gas  $\text{CO}_2$ , dan gas  $\text{SO}_2$  yang terdapat pada batubara. Penentuan volatile content dilakukan dengan pemanasan pada temperatur  $900 - 950^\circ \text{C}$  selama 7 menit. Karbon tertambat adalah jumlah karbon yang terdapat di batubara. Penentuan karbon tertambat dengan cara mengurangi jumlah material mudah menguap dan kandungan abu pada kondisi udara kering (Faris, 2015).

#### **II.4. Proses *Smelting* dengan *Electric Arc Furnace***

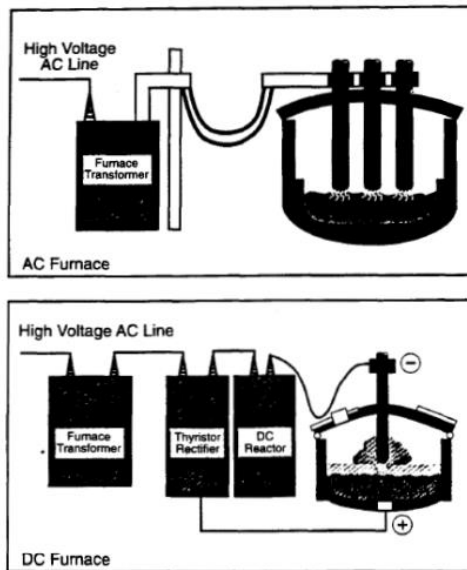
Deskripsi tertulis paling awal yang diketahui tentang busur listrik buatan manusia merupakan salah satu penemuan dari Humphry Davy di awal tahun 1800an. Awal percobaan ini dilakukan di tahun 1800, hanya beberapa bulan setelah ditemukannya baterai listrik. Dalam deskripsinya mengenai penemuan tersebut tertulis, “Saat potongan arang sekitar satu inci panjang dan seperenam inci inci diameter, dibawa mendekat antara satu sama lain (dalam tiga puluh atau empat puluh bagian dari satu inci), sebuah percikan terang dihasilkan, dan lebih dari setengah volume arang menyala menjadi putih. Kemudian dengan memberikan jarak antar kedua titik, nyala konstan terjadi melalui udara panas di daerah yang sama minimal hingga empat inci dan menghasilkan busur yang bercahaya, lebar, dan berbentuk kerucut di tengahnya. Bila ada material yang dimasukkan ke dalam lengkungan ini, ia langsung menyala; Platina meleleh begitu mudah di dalamnya seperti lilin dalam nyala api; kuarsa, safir, magnesita, kapur, semuanya menyatu; fragmen berlian serbuk arang dan timbal lenyap seperti menguap di dalamnya, bahkan setelah dipasang perangkat vakum dengan menggunakan pompa udara; tapi tidak ada bukti mereka sebelumnya telah mengalami reaksi.” (Davy, 1812). Busur listrik bisa diproduksi melalui dua elektroda atau elektroda dan material cair jika tegangannya cukup



tinggi. Perubahan energi listrik menjadi panas terjadi melalui arus dalam busur plasma terionisasi, di mana suhu busur plasma tersebut bisa mencapai 6000 °C. Tungku busur listrik dapat diklasifikasikan menurut proses transfer panas dari busur, yaitu melalui pemanasan tidak langsung atau langsung. Pemanasan secara tidak langsung terjadi saat busur terbentuk antara dua elektroda tanpa kontak dengan *feed material*; panas ditransfer hanya oleh radiasi dan konveksi. Teknik ini juga digunakan dalam tungku rotari fase tunggal, yang tidak lagi digunakan karena tidak ekonomis. Dalam proses pemanasan secara langsung, busur yang terbentuk ditransfer melalui elektroda pada lelehan material. Panas ditransfer melalui konduksi, radiasi, dan konveksi (Grzella et al, 2005).



**Gambar 2.5** Skema *Twin Torch Arc Furnace* (Murphy, 2008)



**Gambar 2.4** Klasifikasi *Electric Arc Furnace* (Hurd & Kollar, 1991)

Gambar 2.4. diatas merupakan klasifikasi umum dari *electric arc furnace* berdasarkan mekanisme suplai listrik yang digunakan, namun teknologi ini terus dikembangkan sehingga ada jenis yang memiliki kombinasi karakteristik dari keduanya. *Twin-torch arc furnace* yang dikembangkan oleh perusahaan Tetronics (Faringdon, UK) menggunakan dua elektrode dengan jenis suplai listrik DC untuk menghasilkan busur listrik. Kedua elektrode ini masing-masing bertindak sebagai kutub yang saling berlawanan, dan busur listrik yang terbentuk merupakan proses transfer elektron yang pada jarak tertentu menghasilkan *electrical breakdown* pada atmosfer di sekitar ujung elektrode sehingga menyebabkan loncatan masif elektron dan reaksi spontan yang menghasilkan plasma dengan temperatur diatas 1500°C. Temperatur ekstrim yang dihasilkan dan meningkat seiring waktu

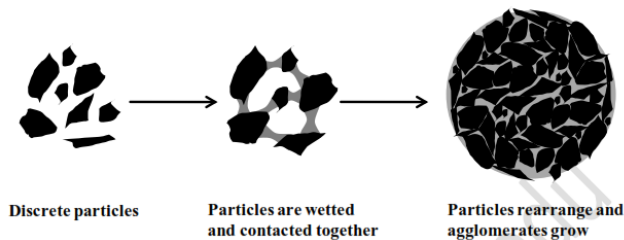




juga memicu reaksi dekomposisi elektrode grafit menjadi gas CO sehingga terjadi erosi konstan pada ujung elektrode tersebut. Penempatan elektrode juga didesain fleksibel agar pengoperasiannya dapat dilakukan dalam beberapa mode, yaitu mode tak langsung dimana arus busur listrik langsung ditransfer dari satu elektroda ke elektroda lainnya, atau di mode langsung dimana aliran arus dari satu elektroda menuju *feed material* kemudian kembali ke elektroda lain. Pada mode langsung ini aliran arus yang melalui material cair selain dipanaskan melalui busur listrik, resistansi yang terbentuk dari konduksi dalam material cair tersebut juga menyebabkan pemanasan internal dari *feed material* (Murphy, 2008).

## II.5. Aglomerasi dan Reduksi Bijih Malasit

Proses aglomerasi menggabungkan partikel-partikel kecil menjadi agregat yang lebih besar, dimana setiap individu partikel masih terlihat (Ennis dan Lister, 1997). Selama proses aglomerasi bijih besi, hampir semua konsentrat bijih besi dan material fluks di *roll* menjadi bola dengan penambahan binder. Binder, seperti bentonit atau material organik, membantu menyatukan pelet dan mempermudah proses aglomerasi.



**Gambar 2.6** *Green-ball growth* pada proses aglomerasi (Iveson dkk, 2001)

Pada *green pellet*, binder berinteraksi dengan *moisture* dan partikel mineral, menyebabkan gaya kapilaritas (Tigershiold



dan Ilmoni 1950; Rumpf 1958) dan gaya viskositas (Wada and Tsuchiya 1970; Forsmo., dkk 2006) dimana mengikat partikel-partikel menjadi satu. Keberadaan bentonit dan binder organik membantu beberapa hal:

1. *Binder membantu mengontrol kelembapan ketika proses aglomerasi.* Binder meningkatkan viskositas uap air didalam struktu *green-pellet*, dan secara perlahan memindahkan uap air dari dalam pelet ke permukaan pelet.
2. *Binder dapat membantu mengontrol uap air berlebih pada proses aglomerasi.* terlalu banyak uap air akan menghasilkan permukaan pelet yang kasar atau pada kondisi yang lebih parah membuat material aglomerasi menjadi lumpur. Binder dapat ditambahkan untuk menyerap kelebihan uap air, yang menghasilkan pelet yang lebih stabil.

Setelah pelet basah terbentuk, uap air dihilangkan dengan mengeringkan pelet pada temperatur tinggi. Ketika uap air menguap, maka gaya kohesi yang mengikat partikel berkurang (Rumpf, 1958) yang dapat menyebabkan pelet menjadi rapuh. Oleha karena itu, tanah liat dan binder organik terkonsentrasi dan melekat pada kontak poin partikel (Ball dkk, 1973), membentuk ikatan mekanik dan lapisan yang meningkatkan kekuatan pelet kering.

Binder secara umum adalah sesuatu yang dapat digunakan untuk membuat partikel menyatu membentuk massa yang solid. Sejak binder dapat melakukan pengikatan dengan mekanisme yang berbeda-beda, binder tidak bisa sembarang diaplikasikan di segala process. Karena itu sangatlah berguna untuk mengkategorikan binder dengan cara sistematis. Beberapa klasifikasi yang berbeda telah diajukan, dengan salah satu divisi binder yang paling berguna dikelompokkan dalam lima kelompok (Holley, 1982)



1. *Inactive Film*: binder membentuk lapisan tebal pada partikel yang mengikat partikel Sehingga bersatu. Lapisan tersebut dapat mengikat karena gaya kapiler atau oleh gaya adhesi dan kohesi. Ikatan yang terbentuk secara khas dapat berbalik (*reversible*)
2. *Chemical film*: binder membentuk lapisan pada permukaan partikel, yang lalu terjadi reaksi kimia dan mengeras. Ikatan yang terbentuk secara khas tak dapat kembali (*irreversible*)
3. *Inactive matrix*: binder membentuk lebih atau kurang matrix kontinu yang partikel tertanam didalamnya. Seringkali binder dari material seperti tar, *pitch*, atau lilin yang ketika dipanaskan atau diemulsikan menjadi cair dan lalu mengeras ketika didinginkan atau dikeringkan. Binder tipe ini seringkali memerlukan gaya kompaksi dan dosis yang tinggi. Ikatan yang terbentuk dapat berbalik ketika pemanasan
4. *Chemical matrix*: binder benar-benar bereaksi secara kimia dengan material yang diikatnya, menghasilkan ikatan yang sangat kuat. Ikatan ini masih spesifik di material-material tertentu, dan binder tipe ini belum dibuat untuk aglomerasi bijih besi.

Reduksi malachite secara umum terbagi atas tiga tahapan :

#### 1. Reaksi Boudouard

Mekanisme yang diterima secara umum dari reduksi karbotermal CuO pada kisaran suhu 800-1000 C adalah melalui reaksi dengan gas intermediate CO, sesuai dengan reaksi berikut (L'Vov, 2000):



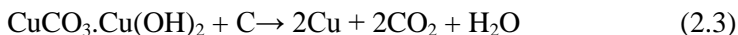
Pembakaran karbon mensuplai reaksi Boudouard yang terjadi setelah 973 K (700 ° C). CuO dikurangi oleh CO Melalui tiga jalur yang berbeda, tergantung konsentrasi dari CO (Wang et al.,



2004). Bila pasokan karbon monoksida tinggi, pengurangan langsung CuO direalisasikan seperti yang ditunjukkan dalam reaksi diatas. Namun, bila suplai CO terbatas, reaksinya diwujudkan melalui pembentukan metastabil nonstoikiometrik yang menghasilkan beberapa jenis tembaga oksida, seperti Cu<sub>2</sub>O dan CuO. Analisis di atas menunjukkan bahwa pembentukan CO melalui reaksi Boudouard adalah persyaratan penting untuk pencapaian reduksi karbotermal CuO, sementara konsentrasinya di sistem menentukan kinetika (tingkat) reduksi (Samouhos, 2011).

## 2. Dekomposisi dan Reduksi Langsung Malasit

Meskipun tidak terdapat dalam bijih, CuO diproduksi selama dekomposisi termal dari malachite, yang merupakan mineral tembaga utama dalam konsentrat, dan azurite, menurut Reaksi dekomposisi dan reduksi akibat kontak langsung dengan karbon.



Reaksi akan berlangsung cepat apabila berlangsung pada temperatur tinggi, dimana dekomposisi Malasit menjadi CuO terjadi seiring dengan reduksi CuO menjadi logam tembaga yang diikuti dengan pembentukan slag akibat reaksi flux dengan pengotor. Direct smelting dalam waktu singkat terjadi dan memisahkan antara logam cair dengan *slag*.

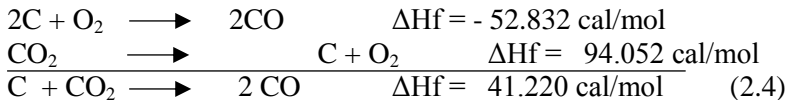
## II.7. Termodinamika Reduksi Malasit

### 2.9.1 Termokimia Reaksi

Reaksi kimia selalu melibatkan pelepasan maupun penyerapan energi. Hal tersebut menunjukkan bahwa setiap material memiliki energi. Energi yang dilepaskan apabila dalam suatu reaksi produk memiliki energi yang lebih rendah daripada pereaktan, sedangkan suatu reaksi dikatakan menyerap energi



apabila produk memiliki energi yang lebih tinggi daripada pereaktan (Komarudin, 2008). Ketika suatu unsur bereaksi dengan unsur lain membentuk suatu senyawa, energi panas yang digunakan pada reaksi tersebut disebut sebagai energi panas pembentukan (entalpi pembentukan) yang diberi lambang  $\Delta H_f$ .



Ketika suatu senyawa bereaksi dengan senyawa lain membentuk suatu senyawa baru maka  $\Delta H_f$  berubah menjadi  $\Delta H$  penguraian, oleh karena itu besar  $\Delta H_f$  harus dibalik. Apabila  $\Delta H$  bernilai positif maka reaksi merupakan reaksi endotermik (menyerap panas). Apabila  $\Delta H$  negatif maka reaksi merupakan reaksi eksotermik (melepas panas) (Komarudin, 2008).

Panas reaksi atau perubahan entalpi pada reaksi merupakan jumlah panas yang meningkat atau diserap ketika reaksi berjalan pada temperatur dan tekanan yang konstan dan perubahan entalpi dilambangkan dengan  $\Delta H_T$  (Arabinda, 2011).

$$\begin{aligned} \Delta H_T &= H_{\text{produk}} - H_{\text{reaktan}} \\ &= \Delta H_{298}^0 + \left[ \int_{298}^T C_p dT \right]_{\text{Produk}} - \left[ \int_{298}^T C_p dT \right]_{\text{Reaktan}} \\ &= \Delta H_{298}^0 + \int_{298}^T \Delta C_p dT \end{aligned} \quad (2.5)$$

### 2.9.2 Diagram Ellingham

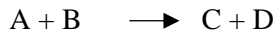
Diagram Ellingham merupakan diagram yang berisi energi bebas suatu reaksi yang diplot kedalam suatu grafik dengan parameter energi bebas vs temperatur. Pada diagram Ellingham, logam yang aktif secara kimia memiliki energi bebas yang paling tinggi (negatif) dalam membentuk oksida terletak pada diagram yang paling bawah. Sedangkan untuk logam yang memiliki energi bebas terkecil (positif) dalam membentuk oksida terletak pada diagram di bagian paling atas. Nilai  $\Delta G^\circ$  untuk reaksi oksidasi



merupakan ukuran afinitas kimia suatu logam terhadap oksigen. Semakin negatif nilai  $\Delta G^\circ$  suatu logam menunjukkan logam tersebut semakin stabil dalam bentuk oksida. Dari diagram Ellingham pada Gambar 2.19 dan 2.20 dapat diketahui temperatur minimal yang dibutuhkan agar terjadi reaksi tersebut terjadi. Hal tersebut dapat ditunjukkan oleh perpotongan antara kurva oksida dan garis pembentukan CO.

Termodinamika hanya dapat digunakan untuk menentukan apakah suatu reaksi dapat berjalan spontan atau tidak pada temperatur tertentu berdasarkan energi bebas yang dimiliki. Namun tidak dapat digunakan untuk menentukan laju reaksi. Perpotongan antara garis reaksi oksida dan reduksi secara termodinamika menunjukkan bahwa reaksi tersebut berjalan pada temperatur tertentu. Selain menggunakan diagram Ellingham, termodinamika suatu reaksi dapat ditentukan melalui perhitungan energi bebas  $\Delta F$  dari reaksi tersebut dengan menggunakan  $\Delta F^0$  referensi (Komarudin, 2008).

Energi bebas suatu reaksi juga dapat ditentukan dengan menggunakan prinsip kesetimbangan kimia :



Kecepatan reaksi pereaktan sama dengan kecepatan pereaksi produk ( $V_{\text{pereaktan}} = V_{\text{produk}}$ ). Energi bebas dapat ditentukan dengan persamaan 2.

$$\Delta F^0 = -RT \ln K = -RT \ln \frac{a_C \times a_D}{a_A \times a_B} \quad (2.6)$$

Keterangan :

$\Delta F^0$  = Energi bebas (cal/mol)

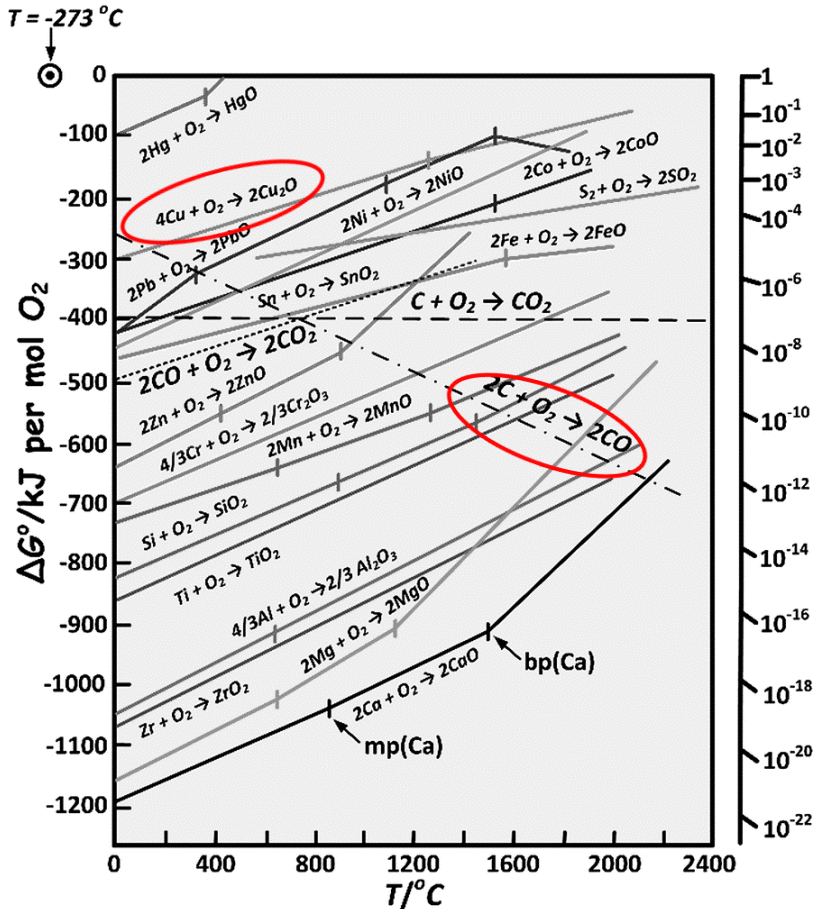
R = konstanta gas

T = Temperatur (K)

a = Aktivitas



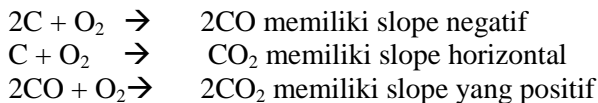
Aktivitas pada gas sama dengan tekanan parsial yang dimiliki oleh gas tersebut. Untuk material padat dan cair, sama dengan konsentrasi yang dimiliki.



Gambar 2.7 Diagram Ellingham untuk oksida logam  
(pubs.rsc.org)



Oksidasi karbon memberikan dua produk, yaitu monoksida dan dioksida. Dalam diagram Ellingham, posisi karbon sebagai unsur yang teroksidasi tidak hanya menjelaskan spontanitas reaksi tersebut, tetapi juga kemampuan reduksi terhadap oksida logam di temperatur tertentu. Kedua oksida karbon ini dalam diagram Ellingham memiliki perbedaan kemiringan (*slope*) :



Jika dilihat pada diagram, garis C-CO<sub>2</sub> dan C-CO berpotongan pada  $T = 710^\circ\text{C}$ , maka di atas temperatur tersebut reaksi C-CO lebih mudah terjadi, sedangkan di bawah  $710^\circ\text{C}$ , reaksi C-CO<sub>2</sub> lebih mudah terjadi. Pada ketiga garis tersebut spesi yang dapat bertindak sebagai reduktor oksida logam adalah karbon dan karbon monoksida. Sehingga apabila meninjau kemampuan reduksi kedua reduktor tersebut dari perpotongan antara kedua slope, maka karbon monoksida dapat mereduksi dengan baik oksida logam di bawah temperatur  $710^\circ\text{C}$ . Di atas temperatur tersebut, karbon bertindak sebagai agen pereduksi yang lebih baik.

## II.8. Kajian Penelitian Sebelumnya Mengenai Reduksi Bijih Malasit

Untuk riset tentang *direct smelting* bijih malasit dengan *electric arc furnace* yang dimiliki Departemen Teknik Material & Metalurgi FTI-ITS saat ini belum ada. Penelitian tentang proses pengolahan bijih secara langsung melalui peleburan dengan metode pyrometallurgy memang belum pernah diteliti secara mendalam. Namun beberapa riset yang telah dilakukan berkaitan dengan *direct smelting*, reduksi *carbothermic*, dan pengolahan tembaga oksida/bijih tembaga hasil *dead-roasting* dapat dijadikan referensi yang mampu menunjang dasar teori penelitian seperti pada tabel berikut.





**Tabel 2.3** Referensi riset *direct smelting* bijih Malasit/tembaga oksida yang telah dilakukan

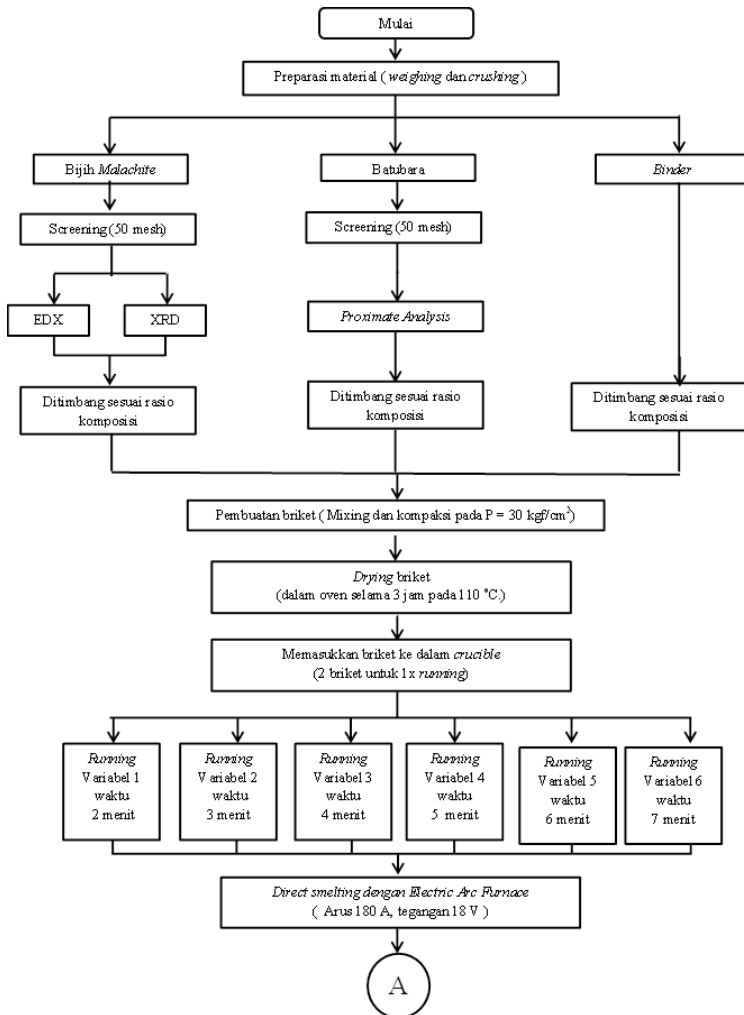
No	Penyusun	Tahun	Judul
1	Samouhos, dkk	2011	<i>Microwave Reduction Of Copper(II) Oxide And Malasit Concentrate</i>
2	Goldstein, dkk	2010	<i>Chemical Kinetics Of Copper Oxide Reduction With Carbon Monoxide</i>
3	Rodney, dkk	2002	<i>Conroast: DC Arc Smelting Of Dead-Roasted Sulpidde Concentrates</i>
4	Hunter, dkk	1973	<i>Smelting Of Copper Oxides To Produce Blister Copper</i>
5	Rajcevic, dkk	1977	<i>Production Of Blister Copper Directly From Dead Roasted-Copper-Iron Concentrates Using A Shallow Bed Reactor</i>

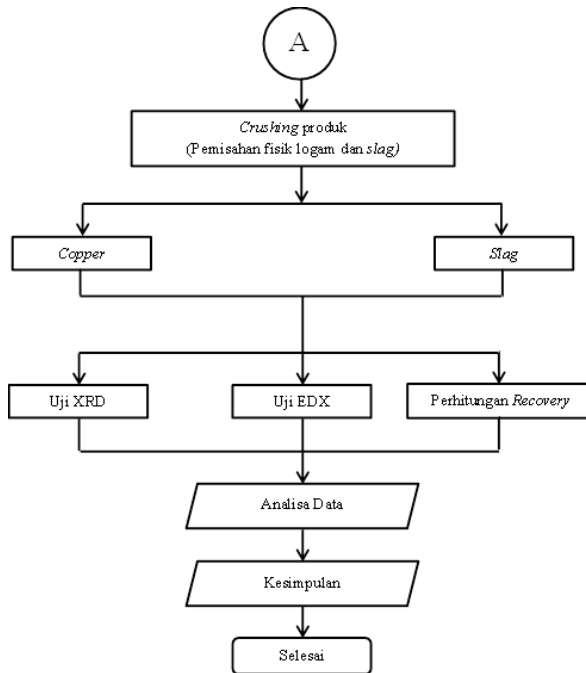


*(Halaman ini sengaja dikosongkan)*

## BAB III METODOLOGI PENELITIAN

### 3.1 Diagram Alir Penelitian





**Gambar 3.1** Diagram Alir Penelitian

### 3.2. Bahan Penelitian

Bahan – bahan yang digunakan dalam penelitian ini, antara lain :

#### 3.2.1. Bijih Malasit

Bijih Malasit yang digunakan dalam penelitian ini adalah bijih Malasit yang berasal dari daerah di Kabupaten Solok, Sumatera Barat. Bijih Malasit dihancurkan terlebih dahulu kemudian diayak hingga berukuran 50 mesh. Bijih Malasit yang digunakan ditunjukkan pada Gambar 3.2.



**Gambar 3.2.** Bijih Malasit

### 3.2.2. Batu Bara

Batu bara yang digunakan dalam penelitian ini yaitu batu bara dengan jenis *sub-bituminus* dari Binuang, Kalimantan Selatan. Batu bara ini juga dihancurkan terlebih dahulu kemudian diayak hingga berukuran 50 *mesh*. Batu bara yang digunakan ditunjukkan pada Gambar 3.3.

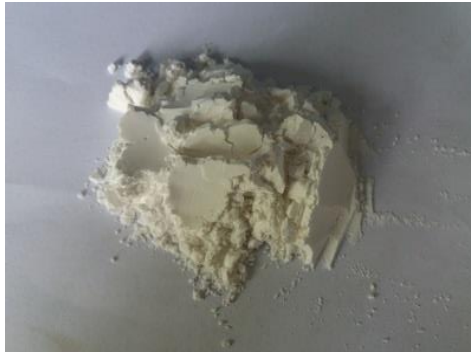


**Gambar 3.3.** Batu Bara



#### 3.2.4. Kanji

Kanji digunakan dalam penelitian ini sebagai pengikat (*binder*) dalam pembuatan briket. Kanji yang digunakan ditunjukkan pada Gambar 3.6.



**Gambar 3.4.** Serbuk Kanji

#### 3.2.6. Air

Air digunakan dalam pencampuran bahan-bahan yang digunakan untuk pembuatan briket. Air yang digunakan yaitu air dari persediaan laboratorium.



**Gambar 3.5.** Air laboratorium



### 3.2.7. Elektrode

Elektrode digunakan dalam penelitian adalah grafit dengan kandungan 99,9% sebagai penghasil busur listrik yang digunakan pada proses *direct smelting* bijih malasit di dalam *electric arc furnace*. Elektrode yang digunakan ditunjukkan pada Gambar 3.7.



**Gambar 3.6.** Elektrode grafit

### 3.3. Peralatan Penelitian

Peralatan yang digunakan pada penelitian ini, antara lain :

#### 3.3.1. Alat Kompaksi

Alat kompaksi berfungsi untuk membentuk campuran bahan menjadi briket yang berbentuk bantal (*pillow*). Alat kompaksi yang digunakan ditunjukkan pada Gambar 3.8. Briket dibuat dengan menggunakan bahan baku berupa bijih malasit, batubara, fluks, dan kanji. Volume hasil briket yaitu  $14 \text{ cm}^3$  dan dimensi briket adalah sebagai berikut :



Panjang : 4,3 cm  
Lebar : 3,4 cm  
Tebal : 1,65 cm



**Gambar 3.7.** Alat Kompaksi

### **3.3.2. Power Supply**

Proses *direct smelting* dilakukan dengan menggunakan *electric arc furnace*, dengan pemanasan oleh busur listrik yang terbentuk melalui kontak dua elektrode berarus tinggi dari *power supply* yang ditunjukkan pada Gambar 3.9.





**Gambar 3.8.** *Power Supply*

### 3.3.3. *Crucible*

Di dalam penelitian ini, *crucible* digunakan sebagai media tempat terjadinya reduksi briket malasit. *Crucible* yang digunakan ditunjukkan pada Gambar 3.10. Dimensi *crucible* yang digunakan adalah sebagai berikut :

Diameter atas : 9 cm

Diameter bawah : 5,5 cm

Tinggi : 11,5 cm

Tebal : 2,5 cm



**Gambar 3.9.** *Crucible*



### 3.3.4. Timbangan Digital

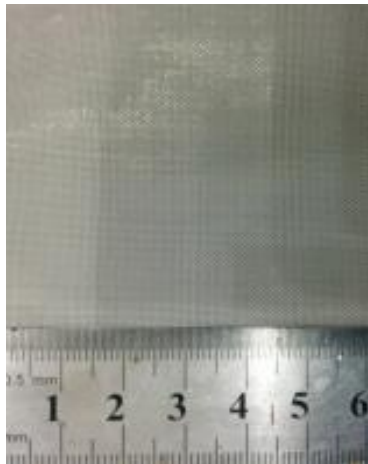
Timbangan digital digunakan untuk menimbang bahan baku yang akan digunakan sebagai bahan campuran untuk pembuatan briket dan pembuatan *bed* batu bara. Timbangan digital yang digunakan ditunjukkan pada Gambar 3.11.



**Gambar 3.10.** Timbangan Digital

### 3.3.5. Ayakan

Ayakan digunakan untuk mendapatkan ukuran butir dari bahan baku yang digunakan sebagai bahan campuran pembuatan briket. Ayakan yang digunakan berukuran 50 *mesh*. Ayakan yang digunakan ditunjukkan pada Gambar 3.12.



**Gambar 3.11** Ayakan

### **3.3.6. Oven**

*Oven* digunakan untuk mengeringkan briket hasil kompaksi dan menghilangkan *moisture content*. *Oven* yang digunakan ditunjukkan pada Gambar 3.15.



**Gambar 3.12.** *Oven*



### 3.4. Pelaksanaan Penelitian

#### 3.4.1. Persiapan Material

Langkah – langkah yang dilakukan pada proses preparasi material yaitu :

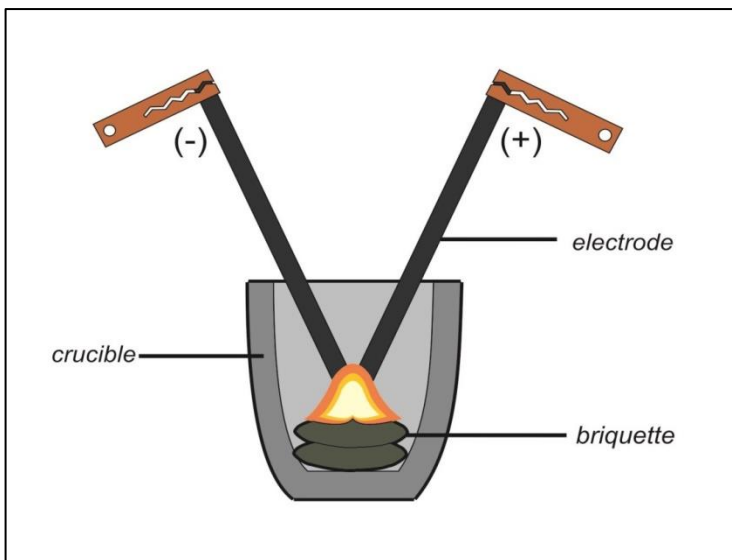
1. Bijih Malasit dan batubara ditumbuk dan dilakukan pengayakan dengan ukuran sebesar 50 *mesh*.
2. Bijih Malasit dan pasir silika dilakukan pengujian EDX dan XRD.
3. Batu bara dilakukan pengujian *proximate analysis*.
4. Pembuatan briket Malasit.
  - a. Bijih malasit dan batubara yang telah dilakukan pengayakan, kemudian ditimbang dengan menggunakan timbangan digital sesuai dengan perbandingan komposisi yang ada.
  - b. Bijih Malasit hasil penimbangan, kemudian dicampurkan dengan batu bara.
  - c. Kanji dicampurkan dengan air sebanyak 100 mL dan dipanaskan dalam air mendidih hingga sedikit mengental.
  - d. Campuran dari bijih malasit dan batu bara ditambahkan dengan kanji yang telah sedikit mengental dan diaduk hingga merata.
  - e. Campuran dibentuk menjadi briket *pillow* dengan alat kompaksi dengan tekanan 30 kgf/cm<sup>2</sup>. Dalam satu kali proses aglomerasi dibutuhkan 2 buah briket.
  - f. Briket hasil kompaksi dikeringkan dengan menggunakan *oven* terlebih dahulu selama 3 jam pada temperatur 110 °C.



### 3.4.2. Proses Reduksi Karbotermik

Langkah – langkah yang dilakukan dalam proses reduksi karbotermik yaitu :

1. Briket yang telah dikeringkan, dimasukkan ke dalam *crucible* dan diposisikan bertempuk serta berada di tengah-tengah seperti yang ditunjukkan pada Gambar 3.17.



**Gambar 3.13.** Skematik Proses *Direct Smelting* dengan *Electric Arc Furnace*

2. Pemanasan dilakukan dengan membentuk busur listrik menggunakan 2 elektrode grafit yang didekatkan ujungnya satu sama lain, berikut dengan *setting power supply* pada arus 200A dan tegangan tetap sebesar 18V.
3. Pemanasan di awal bertujuan untuk menyatukan 2 briket menjadi aglomerat yang perlahan-lahan melebur di waktu



- $\pm 2$  menit, kemudian dilakukan *homogenizing treatment* dengan meratakan pemanasan dengan busur listrik di seluruh permukaan aglomerat cair tersebut untuk memastikan proses reduksi dan pemisahan fisik antara *slag* dengan logam cair berjalan sempurna.
4. Produk hasil *direct smelting* didinginkan di dalam *crucible* hingga mencapai temperatur kamar.
  5. Setelah didinginkan di udara terbuka, dilakukan pemisahan fisik antara *slag* dengan logam dengan menggunakan palu. *Slag* akan pecah dan dapat dipisahkan sehingga menyisakan massa logam. Logam yang sudah terpisah tersebut kemudian dibersihkan dan dilakukan proses pengujian SEM, XRD dan EDX.

### 3.5. Pengujian Penelitian

#### 3.5.1. X-Ray Diffraction (XRD)

Untuk mengetahui struktur kristal dan senyawa secara kualitatif yang terdapat pada bahan baku yang digunakan diuji dengan alat XRD seperti pada Gambar 3.18. Dalam pengujian XRD sampel yang akan diuji sebelumnya harus sudah dihancurkan terlebih dahulu hingga berukuran 200 mesh. Sinar X merupakan radiasi elektromagnetik yang memiliki energi tinggi sekitar 200 eV hingga 1 MeV. Sinar X dihasilkan oleh interaksi antara berkas elektron eksternal dengan elektron pada kulit atom. Spektrum sinar X memiliki panjang gelombang  $10^{-1} - 10$  nm, berfrekuensi 1017 – 1020 Hz dan memiliki energi  $10^3 - 10^6$  eV. Panjang gelombang sinar X memiliki orde yang sama dengan jarak antar atom sehingga dapat digunakan sebagai sumber difraksi kristal. XRD digunakan untuk menentukan ukuran kristal, regangan kisi, komposisi kimia, dan keadaan lain yang memiliki orde sama.



**Gambar 3.14.** XRD *PAN Analytical*

### **3.5.2. Scanning Electron Microscope (SEM)**

*Scanning Electron Microscope* (SEM) adalah sebuah mikroskop elektron yang didesain untuk menyelidiki permukaan dari objek *solid* secara langsung. SEM memiliki kemampuan untuk mengetahui topografi, morfologi dari suatu sampel yang diuji. Alat uji SEM-EDX yang digunakan ditunjukkan pada Gambar 3.19.



**Gambar 3.15. SEM-EDX**

### **3.5.3. *Energy Dispersive X-Ray Spectroscopy (EDX)***

*Energy Dispersive X-Ray Spectroscopy* atau EDX adalah suatu teknik yang digunakan untuk menganalisa elemen atau karakterisasi kimia dari suatu sampel. Prinsip kerja dari alat ini adalah metode spektroskopi, dimana elektron ditembakkan pada permukaan sampel, yang kemudian akan memancarkan *X-Ray*. Energi tiap – tiap photon *X-Ray* menunjukkan karakteristik masing – masing unsur yang akan ditangkap oleh detektor EDX, kemudian secara otomatis akan menunjukkan puncak–puncak dalam distribusi energi sesuai dengan unsur yang terdeteksi. Hasil yang didapatkan dari pengujian EDX adalah berupa grafik *energy (KeV)* dengan *counts*. Dari data grafik tersebut kita bisa melihat unsur – unsur apa saja yang terkandung di dalam suatu sampel. Serta dengan pengujian EDX, didapatkan pula persentase dari suatu unsur yang terkandung di dalam suatu sampel.





### **3.5.4. Proximate Analysis**

Untuk mengetahui kandungan batu bara seperti kadar *moisture*, *volatile matter*, *ash*, dan *fixed carbon* dapat dilakukan pengujian *proximate analysis*. Standar pengujian yang dilakukan yaitu ASTM D 3172-02 (*Fixed Carbon*), ASTM D 3173-02 (*Moisture*), ASTM D 3174-02 (*Ash*), dan ASTM D 3175-02 (*Volatile matter*).

#### **3.5.4.1. Moisture**

Analisa kadar *moisture* dalam batu bara dilakukan dengan metode ASTM D 3173-02. Sampel yang digunakan dihaluskan hingga 250  $\mu\text{m}$ .

Bahan :

1. Udara kering
2. Pengering, seperti kalsium sulfat anhidrat (0,004 mg/L), silika gel, magnesium perklorat (0,0005 mg/L), dan asam sulfat (0,003 mg/L)

Alat :

1. Oven Pengering

Prosedur :

1. Mengeringkan sampel dalam pengering selama 15 menit hingga 30 menit dan ditimbang. Mengambil sampel seberat 1 g dan diletakkan dalam kapsul, tutup kapsul dan timbang.
2. Meletakkan kapsul dalam *oven* yang telah dipanaskan ( $104^{\circ}\text{C}$  –  $110^{\circ}\text{C}$ ). Tutup *oven* dan panaskan selama 1 jam. Buka *oven* dan dinginkan dengan pengering. Timbang segera kapsul bila telah mencapai temperatur ruangan.
3. Menghitung hasil analisa.

Perhitungan :



$$\text{Moisture, \%} = [(A - B) / A] \times 100 \quad (3.1)$$

Dimana,

A = berat sampel yang digunakan (gram)

B = berat sampel setelah pemanasan (gram)

#### 3.5.4.2. *Volatile Matter*

Analisa kadar *volatile matter* dalam batu bara dilakukan dengan standar ASTM D 3175-02. Sampel yang digunakan dihaluskan hingga 250  $\mu\text{m}$ .

Alat :

1. Krusibel platina dengan tutup, untuk batu bara berkapasitas 10 – 20 mL, diameter 25 – 35 mm. Dan tinggi 30 – 35 mm.
2. *Vertical electric tube furnace*.

Prosedur :

1. Menimbang sampel seberat 1 g dalam krusibel platina, tutup krusibel dan masukkan dalam *furnace*, temperatur dijaga  $950 \pm 20^\circ\text{C}$ .
2. Setelah *volatile matter* lepas, yang ditunjukkan dengan hilangnya api *luminous*, periksa tutup krusibel masih tertutup.
3. Setelah pemanasan tepat 7 menit, pindahkan krusibel keluar *furnace* dan didinginkan.
4. Timbang ketika dingin
5. Presentasi *weight loss* dikurangi presentasi *moisture* sama dengan *volatile matter*.

Perhitungan :

$$\text{Weight Loss, \%} = [(A - B) / A] \times 100 \quad (3.2)$$



Dimana,

A = berat sampel yang digunakan (gram)

B = berat sampel setelah pemanasan (gram)

Kemudian persen *volatile matter* dihitung :

$$\text{Volatile Matter, \%} = C - D \quad (3.3)$$

Dimana,

C = *Weight Loss* (%)

D = *Moisture* (%)

#### 3.5.4.3. Ash

Analisa kadar *ash* dalam batu bara dilakukan dengan standar ASTM D 3174-02. Sampel yang digunakan dihaluskan hingga 250  $\mu\text{m}$ .

Alat :

1. *Electric muffle furnace*
2. Kapsul porselen atau krusibel platina
3. Tutup krusibel

Prosedur :

1. Memasukkan 1 g sampel dalam kapsul dan ditimbang dan tutup. Letakkan kapsul dalam *furnace* dingin. Panaskan dengan temperatur 450 – 500°C selama 1 jam.
2. Memanaskan sampel hingga temperatur mencapai 700–750°C selama 1 jam. Kemudian lanjutkan pemanasan hingga 2 jam.
3. Pindahkan kapsul keluar dari *furnace*, didinginkan dan timbang.



Perhitungan :

$$\text{Ash, \%} = [(A - B) / C] \times 100 \quad (3.4)$$

Dimana,

A = berat kapsul, tutup, dan *ash* (gram)

B = berat kapsul kosong dan tutup (gram)

C = berat sampel yang digunakan (gram)

#### 3.5.4.4. *Fixed Carbon*

Analisa kadar *fixed carbon* dalam batu bara dilakukan dengan standar ASTM D 3172-02 dengan perhitungan dari data kadar *moisture*, *ash*, dan *volatile matter*.

$$\text{Fixed Carbon, \%} = 100\% - [\text{moisture (\%)} + \text{ash (\%)} + \text{volatile matter (\%)}] \quad (3.5)$$

### 3.6. Neraca Massa Briket Malasit

Sebelum dilakukan proses aglomerasi dan *direct smelting*, terlebih dahulu dilakukan perhitungan pada massa bahan (neraca massa) terhadap komposisi bahan di dalam briket. Perhitungan ini berpengaruh pada keberhasilan proses aglomerasi dan *direct smelting* berupa morfologi maupun komposisi yang dihasilkan. Adapun bahan yang digunakan adalah bijih malasit, batu bara, dan dolomit, pasir silika, dan kanji. Perhitungan untuk masing-masing massa bahan tersebut dilakukan dengan memperhatikan perilaku termal senyawa penyusunnya pada temperatur tinggi melalui pemanasan oleh busur listrik.

Komposisi massa batu bara dihitung berdasarkan kebutuhan karbon sebagai agen reduktor langsung untuk mereduksi CuO dari dekomposisi malasit pada temperatur tinggi.. Sedangkan kebutuhan kanji sebagai pengikat briket sesuai dengan



kebutuhan. Desain target proses aglomerasi briket ditentukan pada tabel 3.1. yaitu sebagai berikut.

**Tabel 3.1.** Target Proses Reduksi *Briket* Malasit

Target	Keterangan	Nilai	Satuan
Reaksi Dekomposisi	$\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu(OH)}_2 \rightarrow \text{CuO}$	100	Persen (%)
Reaksi Reduksi	$\text{CuO} \rightarrow \text{Cu}$	100	Persen (%)
Reaksi Pengikat	Kanji	3	Persen (%)

Berdasarkan target proses reduksi briket tersebut, maka dilakukan perhitungan komposisi dengan neraca massa dengan ditentukan sebagai basis adalah bijih Malasit sehingga diperoleh perbandingan komposisi *ore* : batu bara : kanji pada Tabel 3.2. yaitu sebagai berikut.

**Tabel 3.2.** Perbandingan Komposisi Briket

Malasit (gram)	Batu Bara (gram)	Kanji (gram)	Massa Total (gram)
44,9 gr	4,5 gr	1,3 gr	50,7 gr

Setelah dilakukan penimbangan sesuai dengan perbandingan komposisi diatas, bahan-bahan tersebut selanjutnya dicampurkan dan dipadatkan membentuk 2 briket *pillow* dengan ukuran 14 cc menggunakan alat kompaksi dengan  $30 \text{ kgf/cm}^2$ .



*(Halaman ini sengaja dikosongkan)*

## **BAB IV**

### **ANALISA DATA DAN PEMBAHASAN**

#### **4.1 Karakterisasi Bahan Penelitian**

##### **4.1.1 Bijih Malasit**

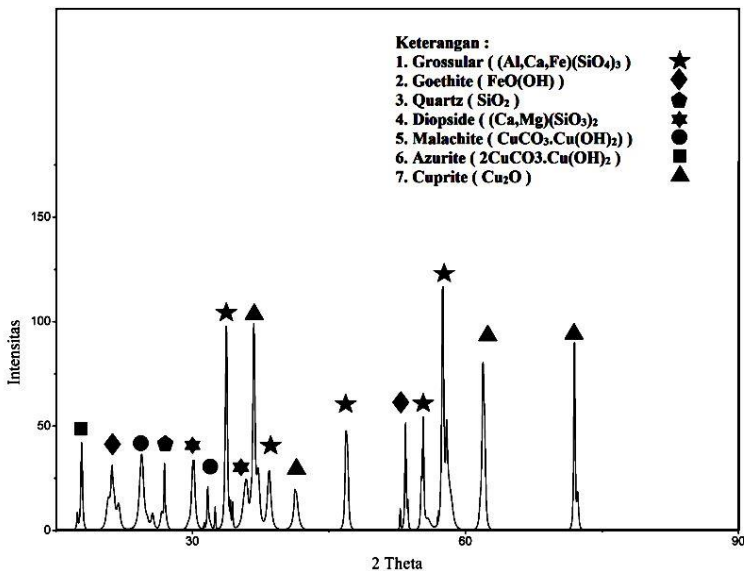
Identifikasi dari bijih malasit dimulai dengan identifikasi unsur dengan pengujian EDX. Pengujian EDX dilakukan dengan alat SEM Panalytical milik Departemen Teknik Material ITS. Hasil pengujian EDX dari bijih malasit bisa dilihat pada Tabel 4.1

**Tabel 4.1** Hasil Pengujian EDX Bijih Malasit

<b>Unsur</b>	<b>Cu</b>	<b>Mg</b>	<b>Al</b>	<b>Si</b>	<b>Ca</b>	<b>O</b>	<b>C</b>	<b>Fe</b>
<b>Kadar (%)</b>	1,66	0,54	0,98	16,57	12,21	28,58	2,73	22,76

Tabel 4.1 menunjukkan hasil pengujian EDX dari sampel bijih malasit. Dari Tabel tersebut diketahui kadar Cu sebesar 15,66% dan pengotor utama berupa besi (22,75%) dan silikon (16,56%). Dalam proses selanjutnya, ekstraksi logam tembaga akan dipermudah dengan adanya kandungan besi serta silikon sebab dapat mengurangi viskositas slag yang terbentuk ketika dilakukan proses direct smelting yang disebabkan oleh pembentukan senyawa pyroxene ( $2\text{FeO} \cdot \text{SiO}_2$ ) (Goto, 1996)

Selain dilakukan pengujian EDX, juga dilakukan pengujian XRD untuk mengetahui senyawa yang terkandung dalam bijih malasit. Pengujian XRD dilakukan menggunakan mesin XRD PANalytical X'Pert. dilakukan pada posisi  $2\theta$  150 sampai 900 dan menggunakan panjang gelombang  $\text{CuK}\alpha$  sebesar  $1.54056 \text{ \AA}$  Selanjutnya puncak-puncak dicocokkan dengan software Match. Hasil pengujian XRD bijih malasit dapat dilihat pada Gambar 4.1.



**Gambar 4.1** Hasil Pengujian XRD bijih Malasit

Dari hasil pengujian XRD yang ditunjukkan oleh Gambar 4.1 dapat diketahui fasa dominan yang terdapat pada bijih malasit berupa Grossular (  $(\text{Al,Ca,Fe})(\text{SiO}_4)_3$  ), Goethite (  $\text{FeO}(\text{OH})$  ), Quartz (  $\text{SiO}_2$  ), Diopside (  $(\text{Ca,Mg})(\text{SiO}_3)_2$  ), Malasit (  $\text{Cu}(\text{OH})_2.\text{CuCO}_3$  ), Azurit (  $2\text{Cu}(\text{OH})_2.\text{CuCO}_3$  ), serta Kuprit (  $\text{Cu}_2\text{O}$  ). Senyawa-senyawa ini diidentifikasi berdasarkan peak-peak tertinggi yang muncul pada pola XRD serta dari komposisi unsur-unsur penyusun yang dapat dilihat pada Tabel 4.1. Malasit, azurit, dan kuprit merupakan ore mineral yang mengandung unsur tembaga, sedangkan mineral-mineral lain seperti grossular, quartz, dan diopside merupakan ore gangue yang akan membentuk slag pada proses direct smelting dengan *electric arc furnace*.





### 4.1.2 Batubara

Batubara berperan penting menyediakan karbon dalam bertindak sebagai reduktor (gas CO hasil gasifikasi batubara) yang mereduksi oksida tembaga menjadi tembaga dalam bentuk logam. Pengujian proximate analysis merupakan pengujian yang sangat penting untuk menentukan kadar moisture, ash, volatile matter, dan fixed carbon. Pengujian proximate dilakukan berdasarkan standar ASTM D 3173-02. Hasil pengujian proximate analysis batubara yang digunakan dalam penelitian ini dapat dilihat pada Tabel 4.2.

**Tabel 4.2** Hasil Pengujian Proximate Analysis Batubara

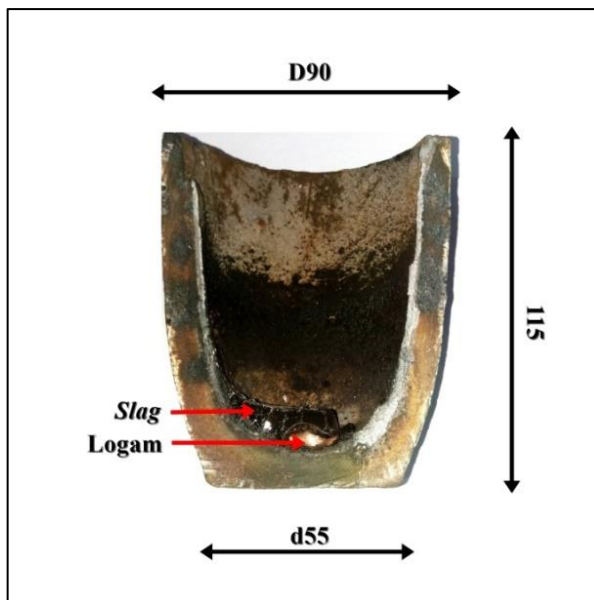
Parameter	Hasil	Unit	Standar Pengujian
<b>Kelembapan Total</b> ( <i>Moisture</i> )	1,8	%, ar	ASTM D3302-02
<b>Kadar Abu</b> ( <i>Ash</i> )	4,75	%, ar	ASTM D3174-02
<b>Kadar Karbon Tetap</b> ( <i>Fixed Carbon</i> )	42,35	%, adb	ASTM D3175-02
<b>Kadar Zat yang mudah menguap</b> ( <i>Volatile Matter</i> )	52,86	%, adb	ASTM D3172-02
<b>Nilai Kalori</b>	7204	Cal/gr, adb	ASTM D5865-03

Batu bara ini memiliki nilai kalori yang cukup tinggi, yaitu 7204 kal/gr dan kadar karbon 42,35 %. Sehingga dapat dikategorikan sebagai batu bara golongan sub-bituminous. Hasil dari analisa proksimat di atas digunakan untuk perhitungan neraca massa yang digunakan untuk menghitung kebutuhan fluks dan batubara.



#### 4.2 Pengaruh Waktu *Holding* terhadap Komposisi Produk dan Recovery Cu

Produk dari direct smelting secara umum adalah logam, slag, dan off-gas. Namun yang bisa dianalisa dalam bentuk padat sebagai objek pengambilan data pada penelitian kali ini adalah logam dan slag. Bentuk fisik dari produk hasil direct smelting dapat dilihat pada Gambar berikut.



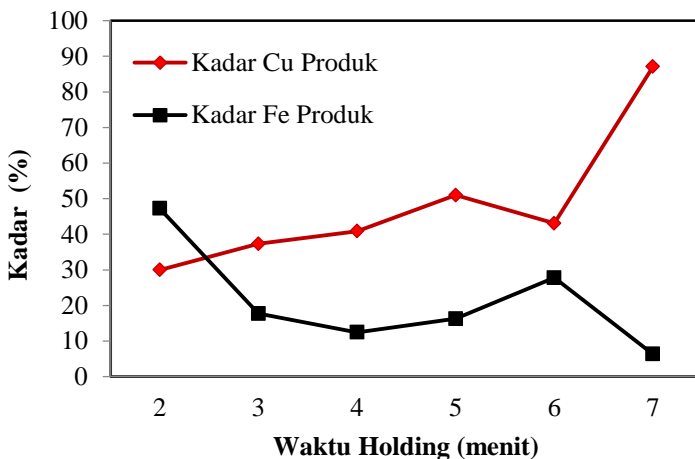
**Gambar 4.2** Produk Direct Smelting Bijih Malasit

Setelah melakukan analisa pada data hasil pengujian EDX unsur logam produk, didapatkan Gambar yang memetakan variabel waktu *holding* terhadap hasil produk yang memiliki kandungan unsur tertinggi berupa tembaga dan besi dalam bentuk logam yang disajikan dalam bentuk Tabel dan Gambar berikut.



**Tabel 4.3.** Pengaruh Waktu *Holding* terhadap Komposisi

Variabel waktu Tap to Tap	Unsur Logam Produk (%)							
	Cu	Mg	Al	Si	S	Ca	Mn	Fe
2 menit	29,97	0,51	1,56	12,59	0,68	7,43	0	47,27
3 menit	37,31	0,26	4,77	21,99	1,83	16,14	0	17,7
4 menit	40,87	0,38	6,98	21,89	1,33	16,09	0	12,46
5 menit	50,97	1,47	5,29	15,09	1,87	9,05	0	16,26
6 menit	43,07	0,47	1,69	8,85	7,33	5,57	5,23	27,79
7 menit	87,09	0	1,18	4,63	0,79	0	0	6,31



**Gambar 4.3** Pengaruh Waktu *Holding* terhadap Kadar Cu dan Fe pada Logam Produk

Berdasarkan yang ditunjukkan pada Gambar 4.3, telah terjadi peningkatan kadar tembaga (Cu) dalam logam produk seiring dengan bertambahnya waktu *holding*. Hal ini mengindikasikan terjadi reduksi langsung mineral yang mengandung tembaga di dalam ore oleh reduktor batubara. Kadar Cu terendah (29, 97%) didapatkan saat waktu *holding* berlangsung selama 2 menit, sedangkan kadar Cu tertinggi

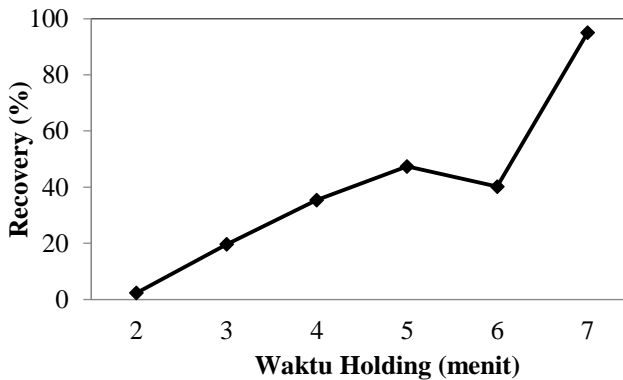


(87,09%) didapatkan saat waktu *holding* berlangsung selama 7 menit. Unsur besi (Fe) yang menjadi pengotor utama dalam peleburan tembaga juga terdapat di dalam logam produk dan mengalami penurunan kadar seiring dengan bertambahnya waktu *holding*. Kadar Fe terendah (6,31%) didapatkan saat waktu *holding* berlangsung selama 7 menit, sedangkan kadar Fe tertinggi (47,27%) didapatkan saat waktu *holding* selama 2 menit.

Pada proses *direct smelting* ini terjadi dekomposisi senyawa-senyawa karbonat, reduksi oksida (tembaga, besi, dll. ) oleh reduktor batubara, serta pemisahan fisik slag dan logam cair dalam satu tahap. Pada temperatur 300-380° C terjadi dekomposisi tembaga hidroksida-karbonat (azurit dan malasit) menjadi tembaga oksida. Kemudian pemanasan hingga temperatur 1095-1161° C mengubah tembaga (II) oksida menjadi tembaga (I) oksida dan merupakan rentang temperatur kritis reduksi langsung oleh reduktor karbon (Samouhos, 2011). Selain tembaga, besi yang berasal dari senyawa goethite juga ikut tereduksi dan masuk ke dalam logam produk sebagai pengotor. Untuk mencegah terjadinya reduksi Fe menuju logam produk, sebaiknya feed material memiliki kadar SiO<sub>2</sub> yang cukup untuk mengikat besi oksida dalam bentuk wustite sehingga menghasilkan slag. Pemanasan dengan heat rate konstan juga dibutuhkan agar reaksi-reaksi diatas berlangsung secara tuntas, sehingga penambahan waktu proses akan berbanding lurus dengan jumlah produk hasil reduksi.

**Tabel 4.4** Pengaruh Variasi Waktu *Holding* terhadap Recovery Tembaga

Variabel	2 menit	3 menit	4 menit	5 menit	6 menit	7 menit
<b>Recovery (%)</b>	2,30	19,60	35,38	47,35	40,18	94,95



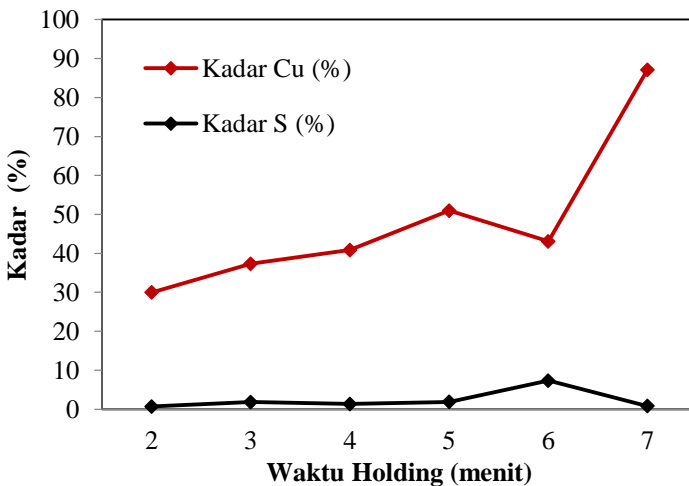
**Gambar 4.4** Pengaruh Waktu *Holding* terhadap *Recovery* Tembaga

Dari Gambar dan Tabel 4.4 dapat dilihat peningkatan persentase *recovery* seiring dengan bertambahnya waktu *holding*. Dengan semakin lama waktu *holding*, maka *recovery* dari logam tembaga akan semakin besar, yang berarti semakin banyak pula massa logam tembaga yang masuk ke dalam produk. Secara umum, reaksi-reaksi yang berlangsung dalam proses *direct smelting* terbagi menjadi tiga jenis, yaitu dekomposisi senyawa karbonat dan silikat, reduksi oksida menjadi logam, serta pembentukan dan pemisahan fisik antara slag dan molten metal. Energi yang dipakai pada proses *direct smelting* (daya listrik yang digunakan dikali waktu proses) harus sama dengan atau lebih besar dari energi yang digunakan untuk menuntaskan seluruh reaksi dalam proses *direct smelting* tersebut. Sehingga semakin lama waktu *holding*, energi yang dipakai selama proses juga akan semakin besar hingga melampaui energi minimum yang dibutuhkan untuk menuntaskan semua reaksi dalam proses *direct smelting* (Rosenqvist, 2004).



Besi merupakan unsur yang tidak diinginkan karena berpengaruh pada pengurangan kadar tembaga dalam produk. Salah satu contohnya adalah pada variabel waktu 6 menit yang mengalami penurunan kadar dan recovery dikarenakan banyaknya besi yang tereduksi dan ikut larut ke dalam logam produk. Banyak faktor yang menyebabkan hal ini, salah satunya yang telah dijelaskan sebelumnya bahwa besi oksida dapat bereaksi dengan tembaga cair dan mengoksidasi sebagian dari tembaga tersebut yang kemudian terikut ke dalam slag. Pada proses direct smelting, masuknya besi ke dalam logam produk dapat diminimalisir dengan penggunaan flux silika yang memastikan kebutuhan untuk pembentukan slag berbasis  $\text{FeO} \cdot \text{SiO}_2$  dapat tercukupi sehingga semua besi digunakan untuk membentuk slag. Apabila jumlah  $\text{SiO}_2$  tidak mencukupi kebutuhan  $\text{FeO}$  untuk membentuk slag,  $\text{FeO}$  yang terlarut dalam slag akan mengoksidasi tembaga dan menyebabkan masuknya besi ke dalam logam cair serta keluarnya sebagian tembaga dalam bentuk oksida menuju slag (Volsky, 1971).

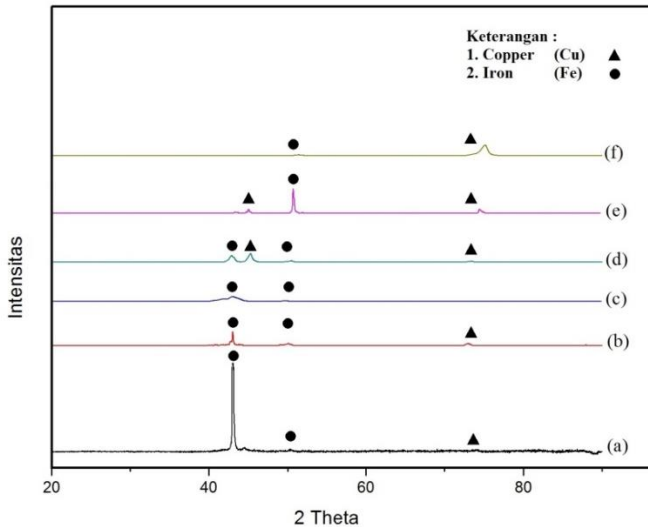
Faktor yang lain adalah tingginya kadar sulfur (S) di dalam logam cair, yang dapat menyebabkan pembentukan  $\text{Cu}_2\text{S}$  pada logam cair sehingga terjadi pemisahan antara tembaga sulfida dengan logam cair akibat sifatnya yang insoluble (Goto, 1998). Kedua faktor ini tampaknya menjadi alasan utama dari anomali pada variabel waktu *holding* 6 menit, sehingga terlihat pada Tabel 4.3, penurunan kadar Cu di variabel waktu *holding* 6 menit diikuti dengan tingginya kadar S dalam variabel tersebut. Hubungan antara kadar sulfur dengan kadar tembaga yang terdapat dalam logam hasil direct smelting bisa dilihat pada Gambar berikut.



**Gambar 4.5** Perubahan Kadar Cu dan S pada Logam Produk dengan Variasi Waktu *Holding*

#### 4.3 Pengaruh Waktu *Holding* terhadap Fasa dalam Logam Hasil Direct Smelting

Identifikasi fasa yang terbentuk pada logam hasil direct smelting dengan variasi waktu *holding* dilakukan dengan menggunakan alat uji XRD PAN Analytical milik Departemen Teknik Material, Institut Teknologi Sepuluh Nopember. Sudut difraksi yang dipakai adalah pada posisi  $2\theta$   $20 - 90^\circ$  dan menggunakan panjang gelombang  $\text{CuK}\alpha$  sebesar  $1.54056 \text{ \AA}$ . Selanjutnya pola difraksi hasil uji XRD dianalisa menggunakan software Match dengan mengidentifikasi senyawa dari peak-peak yang ada, seperti yang terlihat pada gambar berikut.



**Gambar 4.6** Pengaruh Waktu *Holding* terhadap Fasa Logam Produk

Dari Gambar 4.5 didapatkan hasil analisa peak yang diidentifikasi sebagai unsur tembaga (Cu) dan besi (Fe) dalam logam hasil direct smelting. Dan secara kualitatif dapat dilihat bahwa terjadi perubahan intensitas peak Cu dan Fe seiring dengan bertambahnya waktu *holding*. Pada 2 Theta  $43^{\circ}$  terdapat peak Fe yang intensitasnya semakin menurun dan hilang pada variabel waktu *holding* 6 menit. Sedangkan pada 2 Theta  $75^{\circ}$  terdapat peak Cu yang meningkat hingga pada variabel waktu *holding* 6 menit. Dari Tabel dan Gambar 4.3 yang merupakan hasil pengujian EDX dapat dilihat bahwa terjadi penurunan kadar Cu dan peningkatan kadar Fe yang signifikan pada variabel waktu *holding* 6 menit. Pada Gambar 4.5 juga terlihat adanya peningkatan intensitas peak Fe yang signifikan pada 2 Theta  $52^{\circ}$ . Hubungan antara perubahan kadar dari Fe dan Cu dapat dikaitkan melalui reaksi reversibel oksidasi-reduksi antara oksida dan





logam dari Cu dan Fe. Reaksi ini feasible dengan  $\Delta^0G = -23.8$  kkal di temperatur kritis  $1200^0C$  dan seringkali terjadi di daerah interface antara slag dan molten metal, sehingga reaksi ini hanya terjadi ketika slag dan molten metal secara fisik telah terpisah membentuk lapisan sesuai dengan berat jenisnya. Hilangnya Cu dapat dijelaskan dari sifat insoluble dari  $Cu_2O$  dalam molten metal yang menyebabkan terjadi pemisahan fisik antara keduanya (Volsky, 1971).

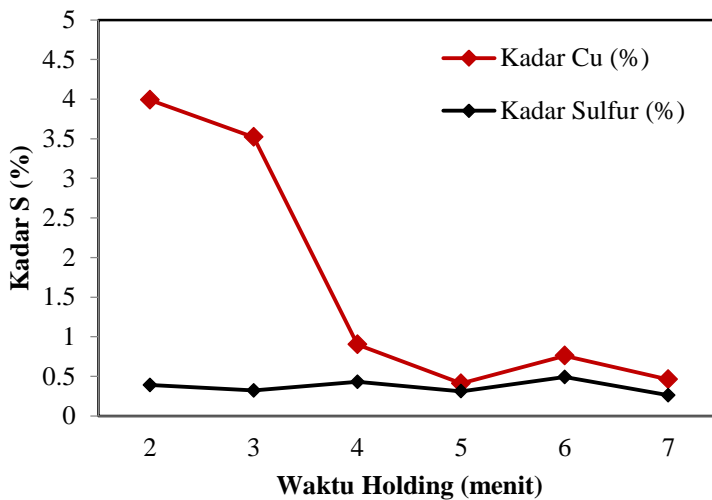
#### **4.4 Pengaruh Waktu *Holding* terhadap Komposisi & Fasa dalam Slag hasil Direct Smelting**

Slag pada ekstraksi bijih tembaga melalui proses pirometalurgi memiliki peran penting yang menentukan kualitas logam produk. Pada pengolahan tembaga, slag yang terbentuk dari proses peleburan memiliki basis senyawa  $FeO-SiO_2$ . Slag yang terbentuk dari basis senyawa ini memiliki rentang temperatur leleh yang rendah jika dibandingkan dengan senyawa pembentuknya ( $SiO_2$  murni memiliki melting point pada temperatur  $1723^0 C$ ). Senyawa-senyawa slag yang umumnya terbentuk melalui proses pirometalurgi dapat berupa fayalite, pyroxene, dan wollastonite (Goto, 1998). Kemungkinan pembentukan senyawa-senyawa tersebut dapat diperkirakan melalui diagram ternary yang menyesuaikan dengan komposisi bahan (ore). Selain jenis senyawa yang terbentuk, parameter lain yang menunjukkan kualitas slag adalah nilai basisitas. Nilai basisitas merupakan perbandingan massa antara senyawa oksida asam dengan senyawa oksida basa pada slag (Volsky, 1971). Pada proses direct smelting bijih tembaga, slag pada umumnya memiliki komposisi umum seperti pada Tabel berikut.



**Tabel 4.5** Pengaruh Variasi Waktu *Holding* terhadap Komposisi Slag Hasil Direct Smelting

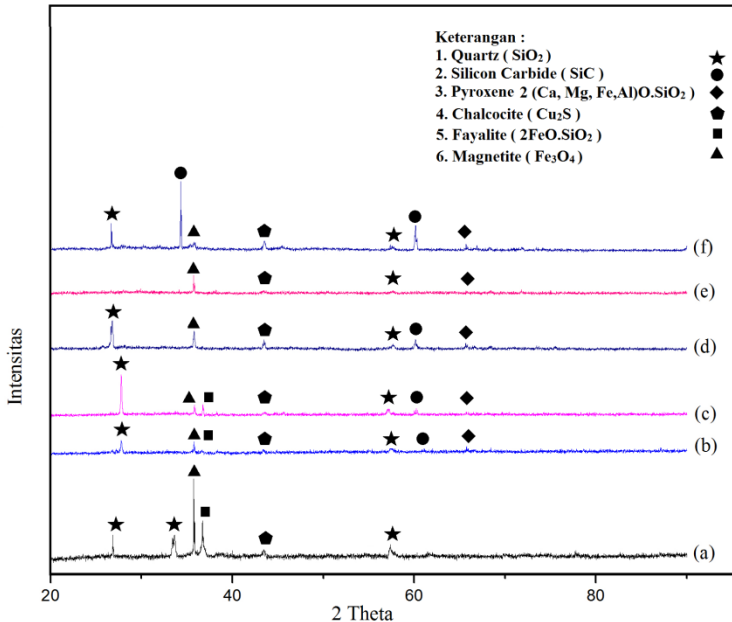
Variabel waktu Tap to Tap	Unsur Logam Produk (%)								
	Cu	Mg	Al	Si	S	Ca	O	C	Fe
2 menit	3.99	0.48	2.47	23.54	0.39	22.23	30.73	1.62	14.56
3 menit	3.52	0.48	3.66	23.94	0.32	25.13	29.1	2.94	10.91
4 menit	0.9	0.43	3.53	28.3	0.43	26.87	32.91	1.18	5.45
5 menit	0.41	0.53	6.12	26.71	0.31	26.17	34.94	3.13	1.67
6 menit	0.76	0.54	5.23	27.82	0.49	23.9	35.08	2.63	3.55
7 menit	0.46	0.62	5.62	27.97	0.26	23.81	38.01	1.8	1.45



**Gambar 4.7** Perubahan Kadar Cu dan S pada Slag dengan Variasi Waktu *Holding*

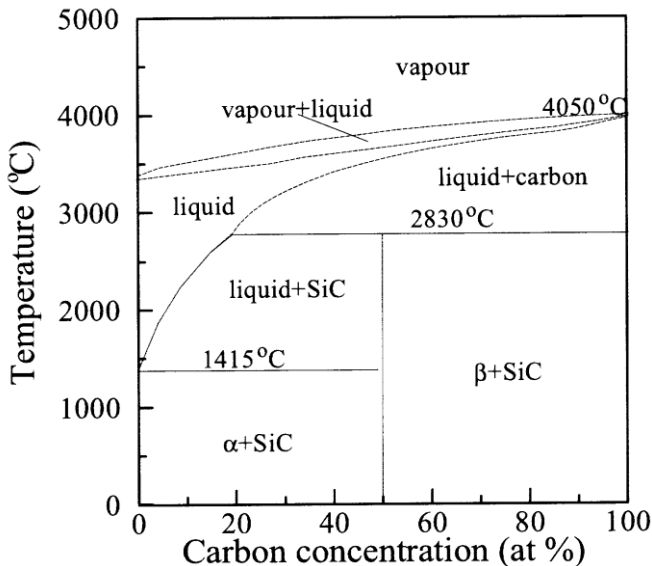


Seperti yang terlihat pada Gambar 4.7, telah terjadi penurunan kadar Cu di dalam slag seiring dengan meningkatnya waktu *holding*. Hal ini menunjukkan bahwa semakin lama diberlakukan waktu *holding*, maka pemisahan fisik antara molten metal dan slag semakin baik sehingga Cu losses pada slag juga akan semakin menurun. Antara variabel waktu *holding* 3 menit dan 4 menit terjadi penurunan kadar Cu dalam slag yang signifikan (2,62%) yang mengindikasikan mulai terjadi pencairan menyeluruh antara logam dan slag. Namun pada variabel 6 menit terdapat sedikit peningkatan kadar Cu yang dibarengi dengan peningkatan kadar sulfur dalam slag, yang menunjukkan indikasi losses dari logam produk menuju slag dalam bentuk tembaga sulfida. Reaksi antara oksida dan sulfida dari besi dan tembaga memiliki keterkaitan dengan reaksi reduksi-oksidasi dari besi-tembaga pada pembahasan sebelumnya, yaitu reaksi antara  $\text{Cu}_2\text{O}$  dan  $\text{FeS}$  yang terdapat dalam molten metal sehingga menghasilkan  $\text{Cu}_2\text{S}$  dan  $\text{FeO}$ .  $\text{Cu}_2\text{S}$  yang dihasilkan kemudian terpisah dengan molten metal dan naik ke lapisan slag karena bersifat insoluble, sedangkan  $\text{FeO}$  yang dihasilkan kembali bereaksi dengan Cu pada molten metal dan mengoksidasi kembali sehingga terjadi reaksi berantai yang mengakibatkan terjadinya oksidasi Cu dan reduksi Fe secara terus menerus selama pendinginan (Goto, 1998). Keadaan ini dipicu oleh proses pendinginan lambat yang dilakukan tanpa memisahkan logam dan slag melalui tapping berkala, sehingga selama pendinginan masih mungkin terjadi reaksi di sekitar daerah interface antara lapisan logam dan slag. Kadar  $\text{FeO}$  dan sulfur yang sudah dijelaskan sebelumnya juga berperan signifikan dalam reaksi ini.



**Gambar 4.8** Pengaruh Waktu *Holding* terhadap Fasa Slag Hasil Direct Smelting

Seperti yang dapat dilihat pada Gambar dan Tabel diatas, terdapat senyawa-senyawa berbasis silika yang menjadi fasa dominan dalam slag (pyroxene, fayalite, dan silicon carbide). Terlihat pada Gambar 4.5 bahwa telah terbentuk senyawa SiC. Ini di karenakan pada *direct smelting* menggunakan *electric arc furnace*, besar kemungkinan terjadi reaksi antara elektrode karbon dengan silika yang terdapat di dalam ore. Hal ini dibuktikan dengan adanya unsur karbon yang terkandung di dalam slag (1,62-18,55% C). Apabila kandungan C dalam slag diidentifikasi menggunakan diagram fasa Si - C, diperoleh fasa yang terdapat pada temperatur operasi 1600<sup>0</sup> C berupa fasa liquid dengan SiC solid.



**Gambar 4.9** Diagram Fasa Si - C (Tairov & Tsvetkov , 1988).

Selain senyawa berbasis silika, diidentifikasi senyawa magnetit dan kalkosit di dalam slag hasil direct smelting. Magnetit terbentuk dari reaksi dekomposisi FeO yang tidak stabil di bawah temperatur 570<sup>0</sup> C , bersama dengan Fe logam yang berkumpul di sekitar interface antara logam produk dan slag. Reaksi dekomposisi ini juga yang menyebabkan terjadi peningkatan kadar Fe di variabel 6. Semakin banyak FeO yang tersisa pada slag, semakin tinggi pula kadar magnetit dalam slag dan semakin banyak pula Fe yang masuk ke dalam produk (Rosenquist, 2004). Bersamaan dengan itu, pembentukan kalkosit (Cu<sub>2</sub>S) yang teridentifikasi di dalam slag juga menyebabkan banyaknya FeO yang terbentuk di akhir reaksi. Sehingga pembentukan kalkosit juga turut mempengaruhi jumlah FeO yang terdekomposisi selama pendinginan lambat.



#### **4.5 Analisa Fisibilitas Teknologi *Direct Smelting* dengan Electric Arc Furnace pada Proses Pengolahan Tembaga**

Pada proses *direct smelting* bijih malasit dengan menggunakan metode electric arc furnace dengan variasi waktu holding didapatkan bahwa seiring dengan pertambahan waktu holding, energi listrik yang diterapkan pada proses juga semakin besar. Dikarenakan kenaikan energi input seiring dengan berjalannya waktu holding, maka terdapat waktu dimana energi input setara dengan energi output yang merupakan jumlah dari neraca energi dari reaksi-reaksi yang terjadi selama proses *direct smelting* serta *heat loss* yang diakibatkan oleh perpindahan panas dari *arc* menuju *feed material* pada reaktor kurang efisien. Sehingga apabila melihat dari segi ekonomi, terdapat waktu optimal dimana konsumsi energi paling efisien sehingga dengan selain proses yang menghasilkan produk berkualitas maksimal, juga dipertimbangkan pada titik optimum dimana konsumsi listrik dan elektrode paling sedikit. Pada analisa neraca energi dan perbandingannya dengan konsumsi energi listrik per waktu yang terdapat di lampiran, didapati bahwa pada variabel 6 (waktu holding 7 menit), didapati energi listrik yang diterapkan sebesar 680,4 kJ. Sedangkan energi yang dibutuhkan sesuai dengan neraca energi reaksi-reaksi sebesar 681,36 kJ sehingga dapat disimpulkan bahwa pada waktu holding tertinggi (7 menit), energi listrik yang dikonsumsi belum mencukupi kebutuhan agar reaksi-reaksi selama proses *direct smelting* berjalan sempurna. Namun mempertimbangkan konsumsi elektrode yang memiliki rate yang tinggi serta sensitivitas harga listrik, waktu 7 menit sudah mampu memberikan hasil yang maksimal (94,95% *recovery* dengan kadar Cu sebesar 87,09%).

## **BAB V**

### **KESIMPULAN DAN SARAN**

#### **5.1 Kesimpulan**

Berdasarkan hasil pengujian dan analisa data yang telah dilakukan maka diperoleh kesimpulan sebagai berikut :

1. Kadar dan recovery Cu tertinggi (87,09% Cu dengan recovery 94,95%) didapatkan pada waktu *holding* selama 7 menit, sedangkan untuk kadar dan recovery Cu terendah (29,97% Cu dan 2,3%) didapatkan pada waktu *holding* selama 2 menit. Peningkatan kadar dan recovery Cu sebanding dengan bertambahnya waktu *holding*.
2. Fasa yang didapatkan melalui analisa XRD logam produk pada proses *direct smelting* dengan variasi waktu *holding* adalah logam Cu dan Fe. Besi merupakan unsur pengotor utama dari proses *direct smelting* dan ikut tereduksi sehingga masuk ke dalam logam produk.
3. Didapati Cu terlarut di dalam slag dengan kadar tertinggi (3,99%) pada waktu *holding* 2 menit, serta kadar terendah (0,41%) pada waktu *holding* 5 menit. Fasa-fasa senyawa yang diidentifikasi melalui analisa XRD pada slag adalah *pyroxene*, *fayalite*, *silicon carbide*, *chalcocite*, dan *magnetite*. Adanya Cu yang terlarut pada slag dikarenakan terjadi oksidasi Cu oleh FeO yang terdapat di slag serta reaksi pembentukan  $\text{Cu}_2\text{S}$  yang bersifat *insoluble* pada *molten metal* yang menyebabkan sebagian Cu dalam bentuk  $\text{Cu}_2\text{S}$  terpisah dari molten metal dan masuk ke dalam slag.



## 5.2 Saran

1. Pada proses *direct smelting* sebaiknya dilakukan pada wadah yang tertutup untuk mengurangi *heat loss* proses sehingga dapat memaksimalkan proses reduksi, serta mencegah oksidasi oleh atmosfer di luar wadah reaksi.
2. Selama proses *direct smelting* sebaiknya aliran busur listrik dijaga konstan dan homogen sehingga menjegah fluktuasi temperatur yang dapat menghambat proses reduksi dan pemisahan logam-slag.
3. Sebaiknya digunakan reduktor dengan kadar sulfur yang rendah untuk mencegah pembentukan tembaga sulfida yang dapat menyebabkan sebagian tembaga terlarut ke dalam slag.
4. Sebaiknya digunakan fluks  $\text{SiO}_2$  yang digunakan untuk mengikat  $\text{FeO}$  yang dihasilkan oleh reduksi besi serta mampu mengikat pengotor-pengotor lain yang kemudian membentuk slag.



## DAFTAR PUSTAKA

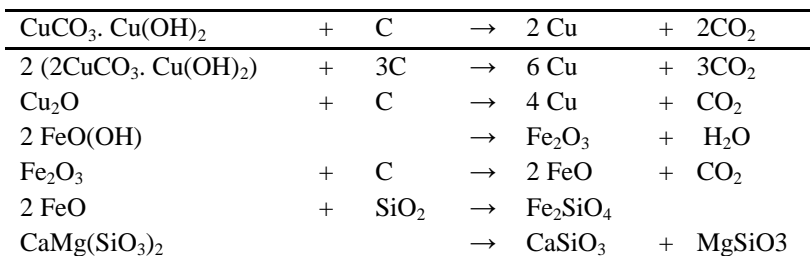
- Anhar, A. B. (2015). **“Studi pengaruh variasi Komposisi Batubara dan Batu kapur pada briket Pasir Besi Terhadap Kandungan Fe total dan Fe metalisasi”**. Tugas Akhir Teknik Material dan Metalurgi ITS, 2-30
- Aoping He, Jianmin Zeng. 2016. **Direct preparation of low Ni-Cr-alloy cast iron from red mud and laterite nickel ore**. dalam Jurnal Elsevier Minerals Engineering 24 (2017) 433-440.
- Bulatovic, Elsevier. 2015. **Handbook of Flotation Reagents: Chemistry, Theory and Practice**. 121-127.
- Goldstein, dkk. 2010. **Chemical Kinetics Of Copper Oxide Reduction With Carbon Monoxide**. Proceedings of the Combustion Institute xxx (2010) xxx–xxx.
- Habashi, Fathi. 1997. **Handbook of Extractive Metallurgy**. Weinhem, New York : Wiley.
- Hunter, dkk. 1973. **Smelting Of Copper Oxides To Produce Blister Copper**. United States Patent Office, Cl 74-75.
- Goto, Moto. Mineo Hayashi. 1998. **The Mitsubishi Continuous Process**. Tokyo: Mitsubishi Materials Corporation.
- Mustaqiem, Ronny. 2014. **Ekstraksi Cupronickel dari Bijih Tembaga dan Nikel Laterit pada Mini Blast Furnace dengan Reduktor Campuran Arang Tempurung Kelapa dan Batubara**. Tugas Akhir Teknik Material dan Metalurgi ITS.
- Rajcevic, dkk. 1977. **Production Of Blister Copper Directly From Dead Roasted-Copper-Iron Concentrates Using A Shallow Bed Reactor**. United States Patent Office.
- Rodney, dkk. **Conroast: DC Arc Smelting Of Dead-Roasted Sulphide Concentrates**. Mintek Private Bag X3015, Randburg 2125, South Africa.
- Samouhos, dkk., 2011. **“Microwave Reduction Of Copper(II) Oxide And Malachite Concentrate”**, dalam Jurnal Elsevier Minerals Engineering 24 (2011) 903–913

- Sevryukov, B.Kuzmin, Y,Chelishchev. 1965. **General Metallurgy**. Moskow : PEACE Publishers.
- Rosenqvist, Terkel. 2004. Principles of Extractive Metallurgy. Trondheim: Tapir Academic Press.
- Volsky, E. Sergievskaya. 1971. **Theory of Metallurgical Processes**. Moskow: MIR Publishers.

## LAMPIRAN

### A. Perhitungan Stokiometri Rasio Bijih Malasit : Batubara = 1: 0,1

Pada setiap reaksi kimia diperlukan kesetimbangan rumus molekul untuk senyawa kimia dengan persamaan stoikiometri. Pada proses reduksi laterit terdapat beberapa reaksi kimia yang terlibat, seperti reduksi, dekomposisi, reaksi *boudouard*. Persamaan reaksi yang terjadi dalam penelitian ini adalah sebagai berikut :



Data yang dibutuhkan dalam perhitungan komposisi material

#### 1. Bijih Malasit

Dari data pengujian EDX, diperoleh presentase berat elemen-elemen yang terkandung di dalam bijih nikel laterit.

Tabel 1. Hasil EDX Bijih Malasit

Unsur	Cu	Mg	Al	Si	Ca	O	C	Fe
Kadar (%)	15.66	0.54	0.98	16.565	12.205	28.575	2.725	22.755

Dari data pengujian XRD, mineral-mineral yang mengandung tembaga antara lain :

- Malasit ( $\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu(OH)}_2$ )
- Azurit (  $2(2\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu(OH)}_2)$  )
- Kuprit ( $\text{Cu}_2\text{O}$ )

## 2. Batu bara

Dari data pengujian *proximate analysis (fixed carbon)* diperoleh konsentrasi 42,35 %. Untuk kebutuhan batubara yang digunakan sebagai reduktor dari mineral-mineral pembawa tembaga dapat dihitung melalui tabel perhitungan stoikiometri seperti berikut :

Tabel 2. Reaksi Reduksi  $\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu(OH)}_2$

Reaksi 1	
$\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu(OH)}_2(\text{s}) + \text{C}(\text{g}) > 2\text{Cu}(\text{s}) + 2\text{CO}_2(\text{g})$	
mol $\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu(OH)}_2 (\text{s})$	0.106286
mol C	0.106286
mol Cu	0.212572
mol $\text{CO}_2$	0.212572

Tabel 3. Reaksi Reduksi  $2(2 \text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu(OH)}_2)$

Reaksi 2	
$2(2 \text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu(OH)}_2) (\text{s}) + 3\text{C}(\text{g}) > 6\text{Cu}(\text{s}) + 3\text{CO}_2(\text{g})$	
mol $2(2 \text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu(OH)}_2)$	0.048452
mol C	0.032301333
mol Cu	0.145356
mol $\text{CO}_2$	0.072678

Tabel 4. Reaksi Reduksi Cu<sub>2</sub>O

Reaksi 3	
$2\text{Cu}_2\text{O} + \text{C(g)} > 4\text{Cu(s)} + \text{CO}_2\text{(g)} + \text{H}_2\text{O}$	
mol Cu <sub>2</sub> O(s)	0.02865
mol C	0.014325
mol Cu	0.0573
mol CO <sub>2</sub>	0.014325

#### Perhitungan Kebutuhan Batu Bara

$$\text{Total mol C} = 0.106 + 0.0323 + 0.0143 = 0.152912 \text{ mol}$$

$$\begin{aligned} \text{Massa C yang dibutuhkan} &= \text{total mol C} \times \text{Ar C} \\ &= 0.152912 \text{ mol} \times 12.0116 \\ &= 1,834 \text{ gram} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Massa batu bara yang dibutuhkan} &= \frac{100}{42,35\%} \times \text{massa C} \\ &= \frac{100}{42,35\%} \times 1,834 \\ &= 4,33 \text{ gram} \end{aligned}$$

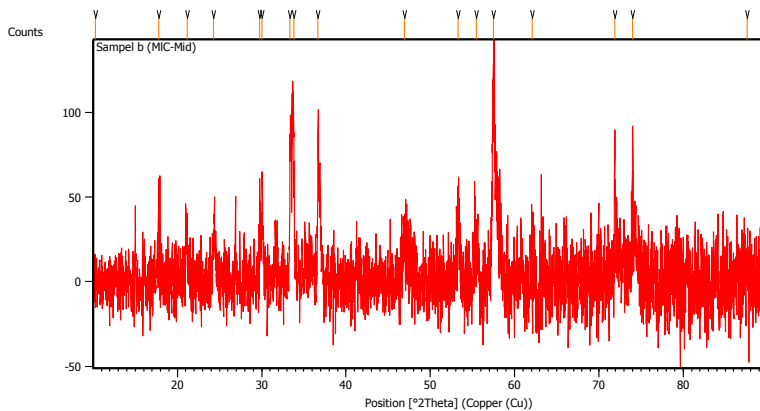
Pembulatan jumlah batu bara dijadikan sebesar 10 gram dengan safety factor 2,3. Sehingga setiap 100 gram bijih malasit dengan kadar 15,66% akan membutuhkan 10 gram batubara untuk mereduksi semua tembaga menjadi logam.

#### Perhitungan Kebutuhan Kanji

Kanji yang ditambahkan sebagai pengikat sebesar 3 % dari massa campuran briket. Dengan komposisi ore 100 gram, batu bara 27,072 gram, natrium sulfat 14,4244 gram, maka kanji yang ditambahkan sebesar 4,24 gram

## B. Hasil Pengujian XRD

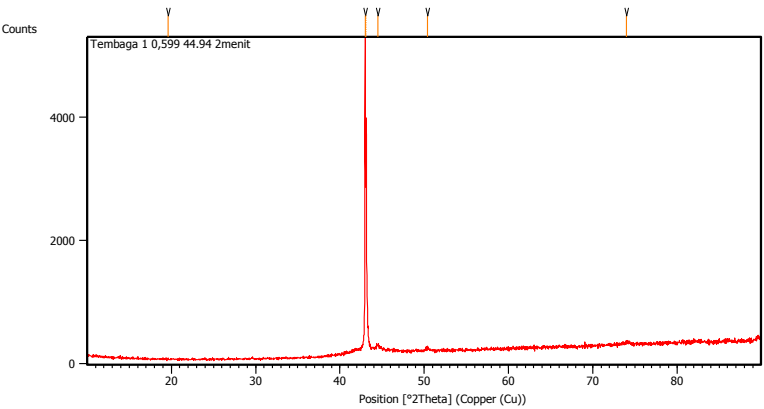
### a. Hasil Uji XRD Bijih Malasit



#### **Peak List: (Bookmark 3)**

[°2Th.]	Height [cts]	FWHM [°2Th.]	d-spacing [Å]	Rel. Int. [%]
10.2515	3.27	0.8029	8.62905	3.02
17.8101	42.75	0.2007	4.98030	39.51
21.1381	24.03	0.4015	4.20312	22.21
24.3142	28.50	0.2676	3.66080	26.34
29.7902	49.29	0.1004	2.99917	45.55
30.0470	55.11	0.1004	2.97412	50.94
33.3790	83.04	0.1338	2.68446	76.75
33.8069	78.79	0.2007	2.65146	72.83
36.6751	81.28	0.1004	2.45042	75.13
46.9594	24.95	0.4015	1.93496	23.06
53.3289	35.79	0.4015	1.71791	33.08
55.4370	35.54	0.6691	1.65747	32.85
57.5007	108.19	0.3346	1.60280	100.00
62.1205	26.57	0.6691	1.49424	24.56
71.9022	76.61	0.1004	1.31314	70.81
74.0279	89.98	0.1004	1.28061	83.16
87.5691	24.89	0.5353	1.11415	23.01

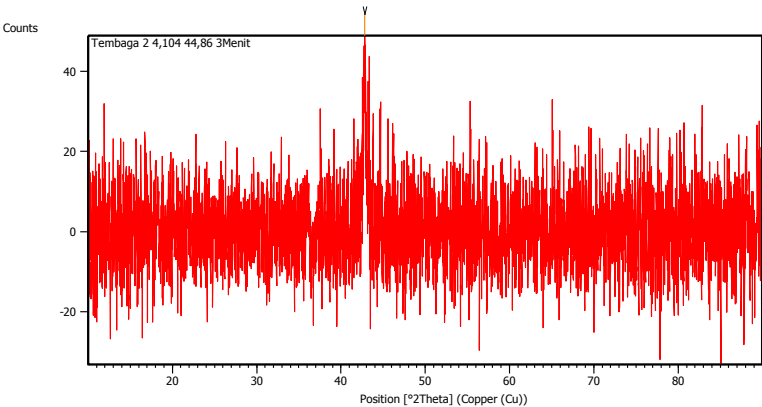
**b. Hasil Uji XRD Variasi Waktu-Tap-to-Tap 2 Menit (Logam)**



**Peak List:**

Pos. [°2Th.]	Height [cts]	FWHM Left [°2Th.]	d-spacing [Å]	Rel. Int. [%]
19.6380	5.99	0.2007	4.52067	0.12
42.9932	5118.64	0.0612	2.10208	100.00
43.1154	3740.64	0.0612	2.10161	73.08
44.4794	76.95	0.3264	2.03523	1.50
50.4058	52.33	0.4896	1.80896	1.02
73.9641	27.91	0.9792	1.28049	0.55

**c. Hasil Uji XRD Variasi Waktu-Tap-to-Tap 3 Menit (Logam)**

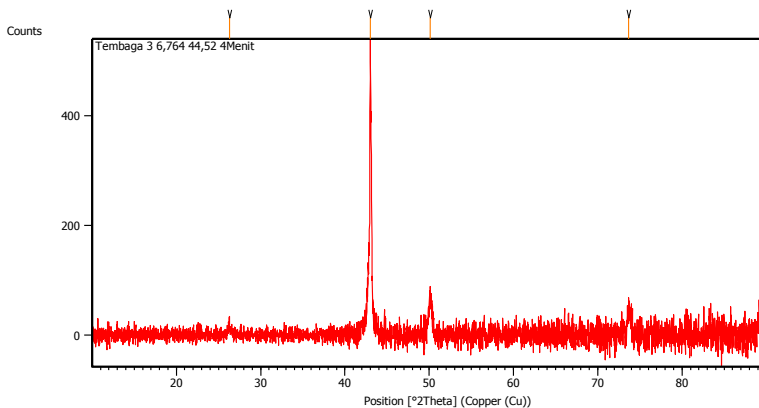


**Peak List:**

Pos. [°2Th.]	Height [cts]	FWHM Left [°2Th.]	d-spacing [Å]	Rel. Int. [%]
42.8230	43.56	0.2448	2.11004	100.00



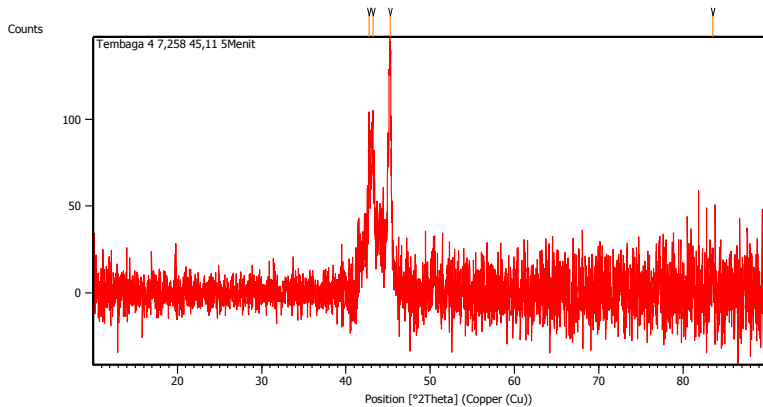
**d. Hasil Uji XRD Variasi Waktu-Tap-to-Tap 4 Menit  
(Logam)**



**Peak List:**

Pos. [°2Th.]	Height [cts]	FWHM Left [°2Th.]	d-spacing [Å]	Rel. Int. [%]
26.2795	33.62	0.1004	3.39131	6.35
43.0083	529.54	0.0669	2.10312	100.00
50.1456	68.66	0.3346	1.81924	12.97
73.6575	40.29	0.4015	1.28613	7.61
89.5865	141.23	0.1338	1.09423	26.67

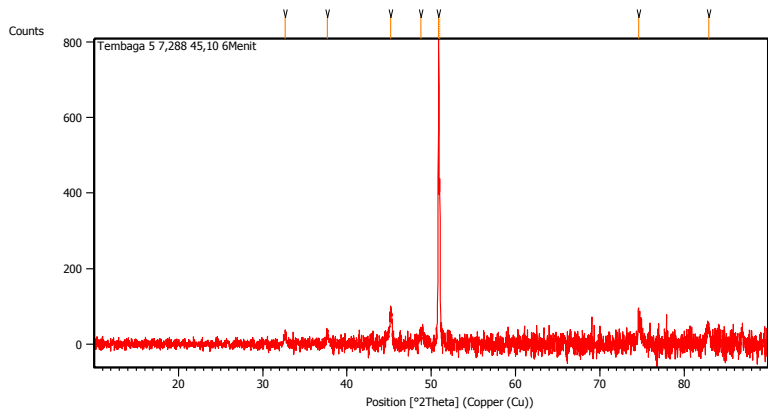
**e. Hasil Uji XRD Variasi Waktu-Tap-to-Tap 5 Menit (Logam)**



**Peak List:**

Pos. [°2Th.]	Height [cts]	FWHM Left [°2Th.]	d-spacing [Å]	Rel. Int. [%]
42.7608	79.36	0.1673	2.11471	56.66
43.1908	85.76	0.3346	2.09466	61.22
45.2609	140.08	0.2007	2.00355	100.00
83.5141	27.58	0.8029	1.15761	19.69

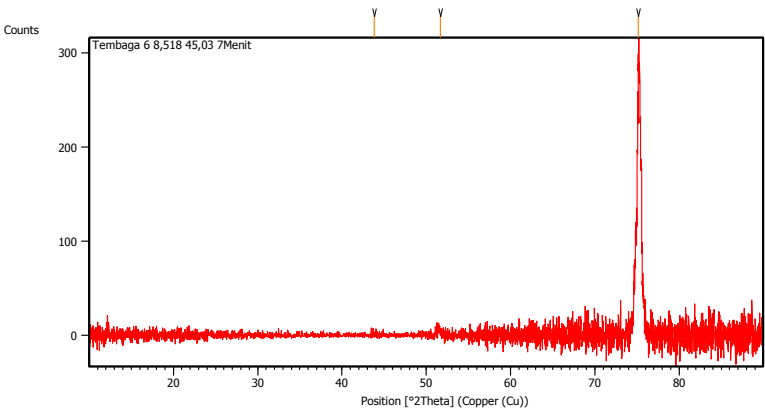
**f. Hasil Uji XRD Variasi Waktu-Tap-to-Tap 6 Menit (Logam)**



**Peak List:**

Pos. [°2Th.]	Height [cts]	FWHM Left [°2Th.]	d-spacing [Å]	Rel. Int. [%]
32.6867	26.35	0.3346	2.73972	3.23
37.6970	24.24	0.4015	2.38631	2.97
45.1824	96.48	0.2342	2.00685	11.82
48.8005	25.05	0.4015	1.86618	3.07
50.8816	816.28	0.1020	1.79315	100.00
51.0238	410.26	0.0816	1.79293	50.26
74.6161	78.83	0.2448	1.27091	9.66
82.9038	43.69	0.4080	1.16361	5.35

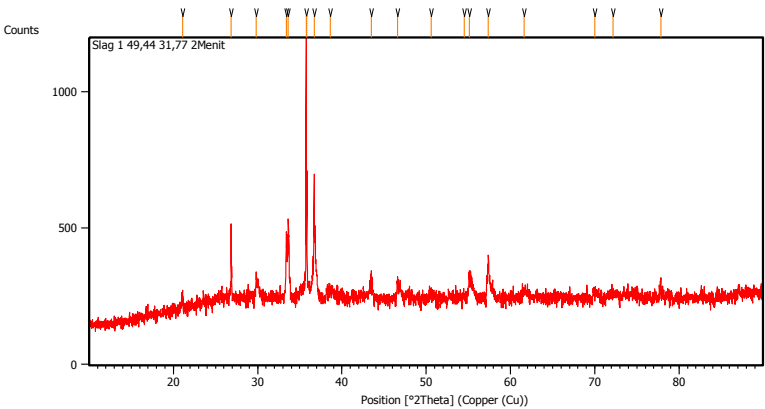
**g. Hasil Uji XRD Variasi Waktu-Tap-to-Tap 7 Menit (Logam)**



**Peak List:**

Pos. [°2Th.]	Height [cts]	FWHM Left [°2Th.]	d-spacing [Å]	Rel. Int. [%]
43.8525	4.27	0.6691	2.06457	1.47
51.7077	13.31	0.8029	1.76789	4.57
75.1729	291.54	0.2676	1.26392	100.00

**h. Hasil Uji XRD Variasi Waktu-Tap-to-Tap 2 Menit (Slag)**

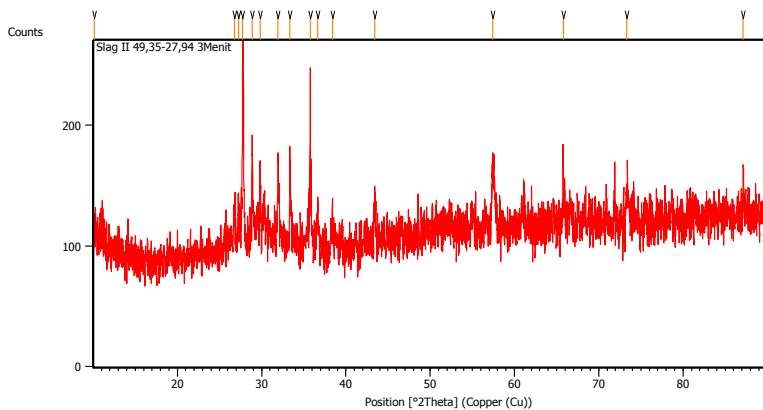


**Peak List:**

Pos. [°2Th.]	Height [cts]	FWHM Left [°2Th.]	d-spacing [Å]	Rel. Int. [%]
21.0918	30.80	0.1338	4.21223	3.22
26.8499	279.28	0.0502	3.32055	29.24
29.8400	89.49	0.1004	2.99428	9.37
33.4180	199.90	0.1004	2.68142	20.93
33.6294	286.92	0.0502	2.66505	30.04
35.7579	955.14	0.0612	2.50906	100.00
35.8553	458.49	0.0612	2.50868	48.00
36.7064	459.49	0.0612	2.44637	48.11
38.6405	26.24	0.9792	2.32826	2.75
43.4724	94.01	0.1224	2.08001	9.84
46.5817	69.85	0.1632	1.94816	7.31

50.6141	17.61	0.8160	1.80200	1.84
54.5192	5.01	0.3264	1.68179	0.52
55.1146	81.16	0.3264	1.66502	8.50
57.3580	126.07	0.3264	1.60512	13.20
61.6049	24.36	0.6528	1.50426	2.55
70.0284	22.44	0.4896	1.34250	2.35
72.1615	15.85	0.9792	1.30797	1.66
77.8628	27.62	0.4896	1.22583	2.89

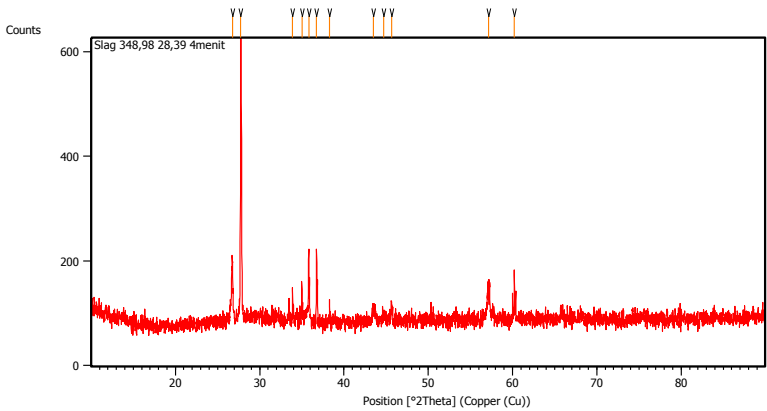
**i. Hasil Uji XRD Variasi Waktu-Tap-to-Tap 3 Menit (Slag)**



### Peak List:

Pos. [°2Th.]	Height [cts]	FWHM Left [°2Th.]	d-spacing [Å]	Rel. Int. [%]
10.1321	9.06	0.4015	8.73049	6.32
26.7746	29.29	0.2007	3.32971	20.44
27.2517	32.96	0.2007	3.27249	23.00
27.7601	143.31	0.0836	3.21371	100.00
28.8774	79.06	0.0669	3.09187	55.17
29.8151	49.36	0.1004	2.99673	34.45
31.9530	75.99	0.1673	2.80093	53.02
33.3491	86.75	0.0669	2.68680	60.53
35.8036	86.32	0.1004	2.50803	60.23
36.6570	31.95	0.2007	2.45159	22.29
38.4229	20.19	0.5353	2.34288	14.09
43.4472	33.56	0.2007	2.08289	23.41
57.4360	51.78	0.2676	1.60445	36.13
65.8267	25.37	0.2007	1.41881	17.70
73.3441	26.82	0.3346	1.29085	18.71
87.1403	37.73	0.1224	1.11760	26.33

**j. Hasil Uji XRD Variasi Waktu-Tap-to-Tap 4 Menit (Slag)**

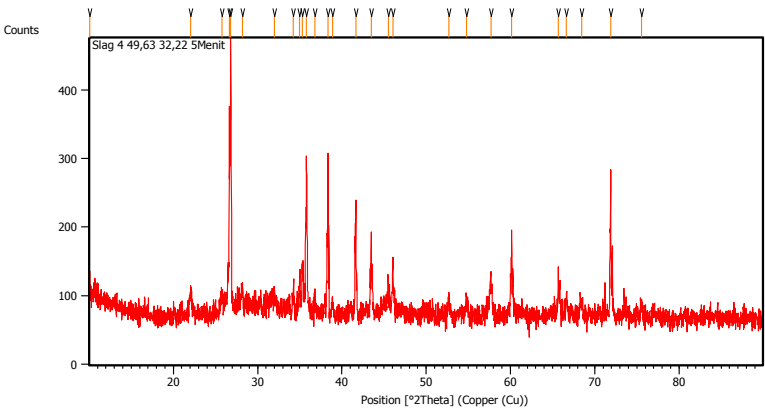


**Peak List:**

Pos. [°2Th.]	Height [cts]	FWHM Left [°2Th.]	d-spacing [Å]	Rel. Int. [%]
26.7639	111.49	0.1338	3.33102	20.95
27.7547	532.18	0.0836	3.21433	100.00
33.9001	65.46	0.0502	2.64438	12.30
35.8214	126.38	0.0502	2.50683	23.75
36.7457	139.97	0.0502	2.44587	26.30
43.4781	25.47	0.4684	2.08147	4.79
45.6567	28.87	0.2007	1.98709	5.42
57.1762	61.11	0.2676	1.61112	11.48
60.2211	92.35	0.0612	1.53547	17.35



**k. Hasil Uji XRD Variasi Waktu-Tap-to-Tap 5 Menit (Slag)**



**Peak List:**

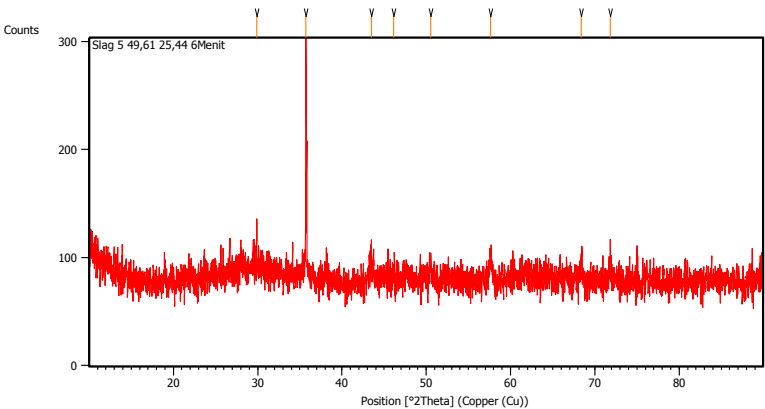
Pos. [°2Th.]	Height [cts]	FWHM Left [°2Th.]	d-spacing [Å]	Rel. Int. [%]
10.1127	19.55	0.2007	8.74719	4.84
22.0498	31.20	0.2676	4.03135	7.72
25.7591	26.35	0.3346	3.45864	6.52
26.6388	295.39	0.0502	3.34638	73.06
26.7921	404.29	0.0502	3.32758	100.00
28.2015	28.04	0.2007	3.16441	6.94
31.9892	18.98	0.5353	2.79784	4.70
34.2388	22.46	0.2007	2.61899	5.55
34.9686	36.64	0.2007	2.56599	9.06
35.3350	59.06	0.1338	2.54022	14.61
35.8038	221.71	0.0669	2.50803	54.84

---

36.7998	18.87	0.2007	2.44240	4.67
38.3594	244.68	0.0502	2.34661	60.52
38.8744	21.91	0.2676	2.31670	5.42
41.6639	165.22	0.0502	2.16782	40.87
43.4847	115.29	0.0408	2.07945	28.52
45.5398	29.56	0.2676	1.99192	7.31
46.0495	79.29	0.0612	1.96942	19.61
52.6660	30.26	0.2007	1.73796	7.49
54.8166	23.46	0.2676	1.67475	5.80
57.6803	51.98	0.2676	1.59824	12.86
60.1302	115.74	0.2007	1.53885	28.63
65.6862	55.38	0.1004	1.42150	13.70
66.6201	19.94	0.4015	1.40382	4.93
68.4229	17.62	0.3346	1.37117	4.36
71.8924	209.87	0.0816	1.31221	51.91
75.5340	19.17	0.2007	1.25877	4.74

---

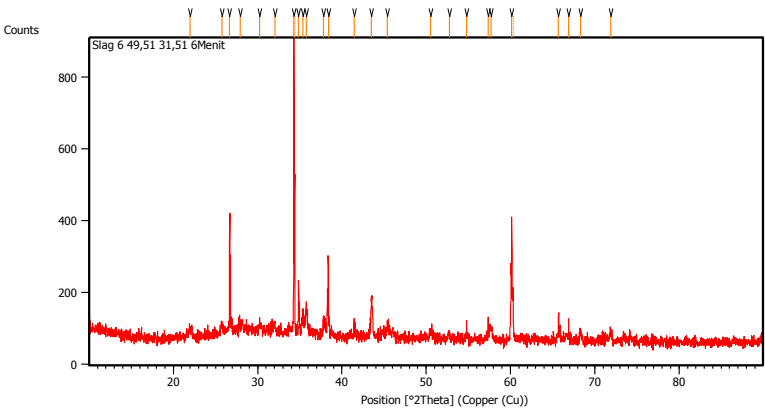
**I. Hasil Uji XRD Variasi Waktu-Tap-to-Tap 6 Menit (Slag)**



**Peak List:**

Pos. [°2Th.]	Height [cts]	FWHM Left [°2Th.]	d-spacing [Å]	Rel. Int. [%]
29.8791	45.75	0.0669	2.99045	20.45
35.7381	223.75	0.0502	2.51248	100.00
43.4748	23.50	0.5353	2.08163	10.50
46.1125	6.16	0.2007	1.96851	2.75
50.5308	12.72	0.3011	1.80627	5.69
57.6549	20.83	0.3346	1.59888	9.31
68.4062	20.09	0.4015	1.37146	8.98
71.8312	15.77	0.4015	1.31426	7.05

**m. Hasil Uji XRD Variasi Waktu-Tap-to-Tap 7 Menit (Slag)**



**Peak List:**

Pos. [°2Th.]	Height [cts]	FWHM Left [°2Th.]	d-spacing [Å]	Rel. Int. [%]
21.9966	20.81	0.5353	4.04098	2.45
25.7589	27.92	0.2007	3.45866	3.28
26.6746	298.71	0.0502	3.34198	35.15
27.9581	29.48	0.4015	3.19140	3.47
30.2296	34.77	0.3346	2.95657	4.09
32.0302	38.07	0.2007	2.79435	4.48
34.3057	849.90	0.0612	2.61187	100.00
34.4049	442.82	0.0408	2.61104	52.10
34.8599	154.99	0.0612	2.57161	18.24
35.3847	65.87	0.2856	2.53466	7.75
35.7712	92.27	0.2448	2.50816	10.86

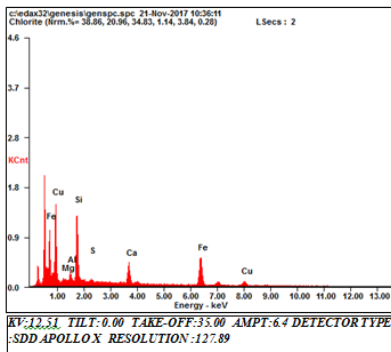
---

37.7877	55.63	0.0612	2.37882	6.55
38.3928	212.03	0.0612	2.34271	24.95
41.4582	46.12	0.0612	2.17629	5.43
43.5181	111.40	0.2856	2.07794	13.11
45.4012	30.65	0.4080	1.99603	3.61
50.5413	17.37	0.4896	1.80442	2.04
52.7489	20.75	0.2856	1.73399	2.44
54.8098	37.21	0.1224	1.67356	4.38
57.3617	51.39	0.0612	1.60502	6.05
57.6682	32.84	0.3264	1.59722	3.86
60.1458	345.90	0.0612	1.53721	40.70
60.3163	140.28	0.0612	1.53708	16.51
65.7119	78.29	0.0612	1.41983	9.21
66.8967	57.47	0.0612	1.39753	6.76
68.3183	27.10	0.3264	1.37188	3.19
71.8801	27.17	0.2448	1.31240	3.20

---

## C. Hasil Pengujian EDX

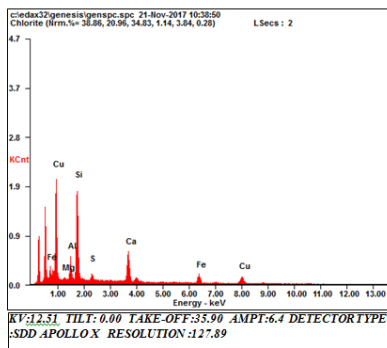
### a. Logam 2 menit



Element	Wt %	At %
CuL	29.97	22.99
MgK	00.51	01.02
AlK	01.56	02.82
SiK	12.59	21.86
S K	00.68	01.03
CaK	07.43	09.03
FeK	47.27	41.26

EDAXZAF QUANTIFICATION STANDARDLESS SEC  
TABLE : DEFAULT

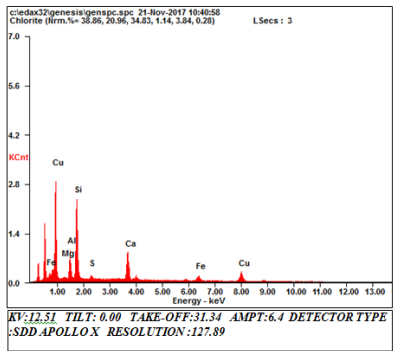
### b. Logam 3 menit



Element	Wt %	At %
CuL	37.31	25.15
MgK	00.26	00.45
AlK	04.77	07.58
SiK	21.99	33.54
S K	01.83	02.44
CaK	16.14	17.25
FeK	17.70	13.58

EDAXZAF QUANTIFICATION STANDARDLESS SEC  
TABLE : DEFAULT

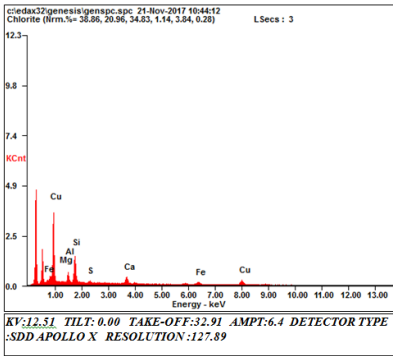
c. Logam 4 menit



Element	Wt %	At %
CuL	40.87	27.22
MgK	00.38	00.66
AlK	06.98	10.95
SiK	21.89	32.98
S K	01.33	01.76
CaK	16.09	16.98
FeK	12.46	09.44

EDAX ZAF QUANTIFICATION STANDARDLESS SEC  
TABLE : DEFAULT

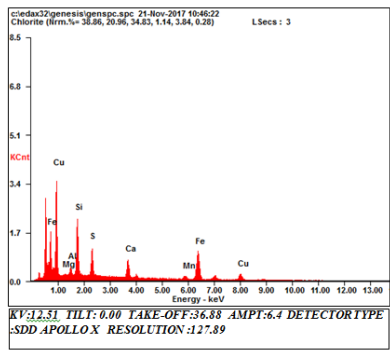
d. Logam 5 menit



Element	Wt %	At %
CuL	55.60	40.38
MgK	00.58	01.10
AlK	06.16	10.54
SiK	16.15	26.53
S K	01.48	02.13
CaK	08.53	09.82
FeK	11.50	09.50

EDAX ZAF QUANTIFICATION STANDARDLESS SEC  
TABLE : DEFAULT

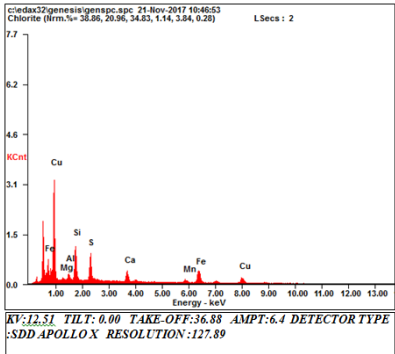
e. Logam 6 menit



Element	Wt %	At %
CuL	32.44	25.25
MgK	00.13	00.27
AlK	01.40	02.56
SiK	09.09	16.01
S K	05.05	07.79
CaK	06.00	07.41
MnK	03.71	03.34
FeK	42.19	37.37

EDAX ZAF QUANTIFICATION STANDARDLESS SEC  
TABLE : DEFAULT

f. Logam 7 menit

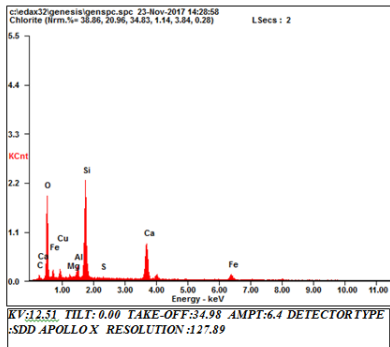


Element	Wt %	At %
CuL	43.07	33.31
MgK	00.47	00.95
AlK	01.69	03.08
SiK	08.85	15.49
S K	07.33	11.23
CaK	05.57	06.83
MnK	05.23	04.68
FeK	27.79	24.45

EDAX ZAF QUANTIFICATION STANDARDLESS SEC  
TABLE : DEFAULT



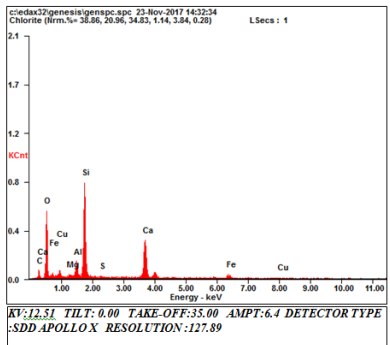
**g. Slag 2 menit**



Element	Wt %	At %
C K	01.62	03.46
O K	30.73	49.32
Cu L	03.99	01.61
Mg K	00.48	00.51
Al K	02.47	02.35
Si K	23.54	21.51
S K	00.39	00.32
Ca K	22.23	14.24
Fe K	14.56	06.69

EDAX ZAF QUANTIFICATION STANDARDLESS SEC  
TABLE : DEFAULT

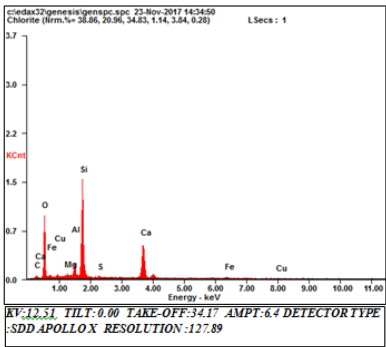
**h. Slag 3 menit**



Element	Wt %	At %
C K	02.94	06.19
O K	29.10	45.94
Cu L	03.52	01.40
Mg K	00.48	00.50
Al K	03.66	03.43
Si K	23.94	21.53
S K	00.32	00.25
Ca K	25.13	15.84
Fe K	10.91	04.93

EDAX ZAF QUANTIFICATION STANDARDLESS SEC  
TABLE : DEFAULT

i. Slag 4 menit

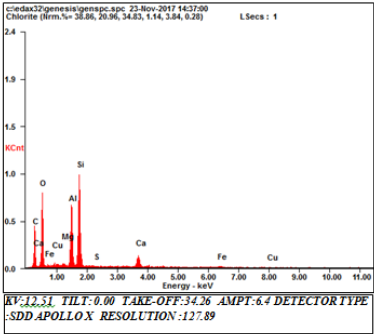


+

Element	Wt %	At %
C K	01.18	02.39
O K	32.91	50.08
Cu L	00.90	00.34
Mg K	00.43	00.43
Al K	03.53	03.19
Si K	28.30	24.53
S K	00.43	00.33
Ca K	26.87	16.32
Fe K	05.45	02.37

EDAX ZAF QUANTIFICATION STANDARDLESS SEC  
TABLE : DEFAULT

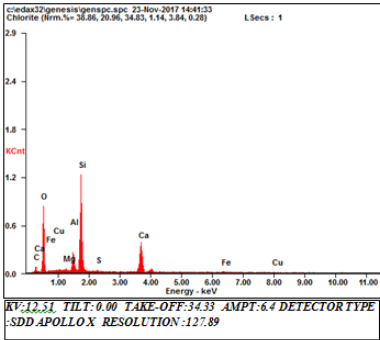
j. Slag 5 menit



Element	Wt %	At %
C K	18.55	30.73
O K	27.92	34.73
Cu L	01.26	00.39
Mg K	00.48	00.39
Al K	13.59	10.02
Si K	25.29	17.92
S K	00.11	00.07
Ca K	08.32	04.13
Fe K	04.49	01.60

EDAX ZAF QUANTIFICATION STANDARDLESS SEC  
TABLE : DEFAULT

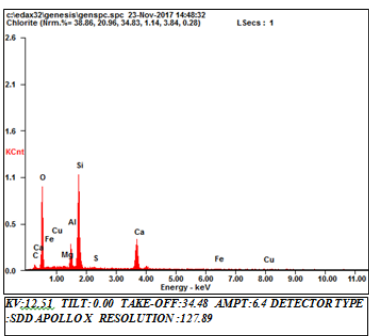
k. Slag 6 menit



Element	Wt %	At %
C K	02.63	05.08
O K	35.08	50.94
Cu L	00.76	00.28
Mg K	00.54	00.52
Al K	05.23	04.50
Si K	27.82	23.01
S K	00.49	00.35
Ca K	23.90	13.85
Fe K	03.55	01.48

EDAXZAF QUANTIFICATION STANDARDLESS SEC  
TABLE : DEFAULT

l. Slag 7 menit



Element	Wt %	At %
C K	02.28	04.29
O K	38.46	54.41
Cu L	00.59	00.21
Mg K	00.48	00.44
Al K	05.52	04.63
Si K	27.69	22.31
S K	00.17	00.12
Ca K	22.14	12.50
Fe K	02.67	01.08

EDAXZAF QUANTIFICATION STANDARDLESS SEC  
TABLE : DEFAULT

#### D. Foto Dokumentasi



**Gambar** Malasit & Batubara



**Gambar** Proses *Mixing* Ore dan Batubara



**Gambar** Proses Kompaksi



**Gambar** Briket Malasit



**Gambar** Proses *Drying*



**Gambar** Proses *Direct Smelting*

**E. Gambar Hasil Reduksi**

**a. Tembaga 2 menit**



**b. Tembaga 3 menit**



**c. Tembaga 4 menit**



**d. Tembaga 5 menit**





**e. Tembaga 6 menit**



**e. Tembaga 7 menit**



**F. Analisa Ekonomi dari Teknologi *Direct Smelting* dengan *Electric Arc Furnace* pada Proses Pengolahan Tembaga**

**Tabel 1. Neraca Energi Reaksi-Reaksi Proses *Direct Smelting***

Heat Balance	
Reaksi	$\Delta H$ (Kj)
1	1014.586977
2	1592.762263
3	1646.756458
4	-293.8664457
5	-2.393443165
6	-807.2421227
7	61.79985504
8	-1849.673599
Total (per 100 gram)	1362.729942
50 gram	681.364971

**Tabel 2. Konsumsi Energi Listrik per Variabel**

Variabel (menit)	Daya (W)	Waktu (s)	Energi (kJ)	Energi riil (e= 50%)
2	3240	120	388.8	194.4
3	3240	180	583.2	291.6
4	3240	240	777.6	388.8
5	3240	300	972	486
6	3240	360	1166.4	583.2
7	3240	420	1360.8	680.4

**Tabel 3. Biaya Produksi per 1 Kg Tembaga**

Input Proses	Jumlah / Kg Cu	satuan	Harga	Biaya / per Kg Cu
Bijih Malasit	6.7	Kg	Rp 2,349.00	Rp 15,785.28
Batubara	0.9	Kg	Rp 1,200.00	Rp 1,051.20
Binder	0.2	Kg	Rp 1,000.00	Rp 227.88
Elektrode	3.1	Kg	Rp 10,830.00	Rp 34,046.41
Listrik	3.2	kWh	Rp 1,467.00	Rp 4,694.40
			<b>Biaya total</b>	Rp 55,805.17

**Tabel 4. Perhitungan Profit**

<b>Harga Jual Cu</b>	Rp 65,000.00
<b>Profit</b>	Rp 9,194.83
<b>Persen Profit</b>	<b>14.15%</b>

**Catatan :**

Analisa ekonomi ini merupakan perhitungan yang dibuat tanpa mempertimbangkan aspek non-produksi dan hanya untuk memberikan pertimbangan kelayakan proses.

## BIODATA PENULIS



Penulis dilahirkan di Sungailiat 17 September 1996, merupakan anak pertama dari 2 bersaudara. Penulis telah menempuh pendidikan formal di TK Pertiwi Sungailiat, SDN 10 Sungailiat, kemudian SMP Negeri 2 Sungailiat dan SMA Negeri 1 Sungailiat. Setelah lulus dari SMA penulis melanjutkan studinya melalui jalur SNMPTN di Jurusan Teknik Material dan Metalurgi Institut Teknologi Sepuluh Nopember pada tahun 2014 terdaftar dengan NRP 02511440000066. Di Teknik Material dan Metalurgi penulis memilih bidang Metalurgi Ekstraksi & Pemurnian. Selama berkuliah, penulis berkegiatan organisasi di Himpunan Mahasiswa Teknik Material & Metalurgi FTI ITS dan pernah menjabat menjadi Wakil Kepala Departemen Keilmiahan HMMT FTI-ITS. Selain itu pada tahun keempat perkuliahan, penulis juga diamanahi sebagai *Head of Analysis & Design Department* di organisasi *ITS Material Advantage Chapter*. Berbagai pelatihan seperti LKMM Pra TD, LKMM TD, LOT HMMT FTI ITS pernah diikuti oleh penulis. Dalam kegiatan akademis penulis aktif sebagai Asisten Laboratorium Teknologi Pengecoran dan Laboratorium Pengolahan Mineral & Material. Penulis juga telah melaksanakan kerja praktik di Unit Metalurgi Mentok PT Timah Tbk., Bangka Belitung. Penulis dapat dihubungi di nomer telepon 082331156693 atau email ke [abrarridhollah@gmail.com](mailto:abrarridhollah@gmail.com).

*(Halaman ini sengaja dikosongkan)*